

Acest volum cuprinde următoarele secțiuni:

XVII. Procedee de extragere; XVIII. Explozivi minieri; XIX. Săparea și susținerea lucrărilor miniere; XX. Exploatare miniere la zi.

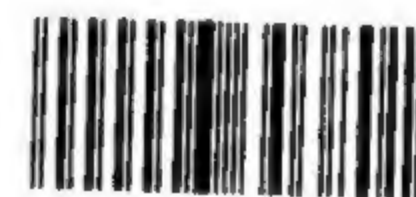
Se adresează inginerilor și subinginerilor de mine, inginerilor geologi, tehnicienilor și maiștrilor minieri care își desfășoară activitatea în cercetare, proiectare și producție, constituind totodată un material ajutător pentru studenții de la Institutul de Mine și facultățile de geologie.

MANUALUL INGINERULUI DE MINE

Coordonator:

Dr. docent ing. ARON POPA

Profesor universitar emerit



330380
B.C.U. IASI



EDITURA TEHNICĂ
București - 1986

Colectivul de autori:

Prof. dr. docent ing. ARON POPA
 Prof. dr. ing. DUMITRU FODOR
 Prof. dr. ing. NICOLAE LEȚU
 Prof. dr. ing. VASILE POPA
 Prof. dr. ing. NICOLAE ILIAȘ
 Prof. dr. ing. AURELIAN SIMIONESCU
 Prof. dr. ing. ANDREI MAGYARI
 Șef lucrări dr. ing. EMIL MARICA
 Șef lucrări ing. CONSTANTIN SEMEN
 Dr. ing. FLOREA NEAGU
 Dr. ing. IOSIF GRUNEANȚU
 Ing. EMERIC HANNIG
 Ing. MIRON REBEDEA
 Ing. GRIGORE SPAFIU

I.

45.064

Biblioteca de Geologie-Geografie

III-12109

Redactor: ing. FILOMENOS SAVIN
 Tehnoredactor: ELLY GORUN
 Coperta: ȘTEFAN PĂRĂU

Bun de tipar: 15-XI-1986, Coli de tipar: 58, C.Z.: 622 (039)



c. 704 — I. P. Informația
 str. Brezoianu, nr. 23—25
 București

Cuprins

XVII. PROCEDEE DE EXTRAGERE

1. Procedes de extragere manuală	15
2. Procedes de extragere mecanică	18
3. Procedes de extragere cu explozivi	22
3.1. Modul de lucru al explozivilor asupra masivului de rocă	23
3.2. Parametrii de calcul ai explozivilor	27
3.3. Construcția încărcăturilor explozive și modul lor de inițiere	36
3.4. Tehnologia împușcării în mediu comprimat	56
4. Procedes de extragere cu ajutorul apei	57
4.1. Procedul bazat pe acțiunea dinamică a apei	58
4.1.1. Hidromecanizarea aplicată în exploatarea la zi	58
4.1.2. Hidromecanizarea aplicată în exploatarea subterană	60
4.1.3. Caracteristici tehnice principale ale utilajului și instalațiilor hidromecanice	60
4.2. Procedul bazat pe acțiunea statică a apei	68
4.3. Procedul bazat pe acțiunea de dizolvare a apei	69

XVIII. EXPLOZIVI MINIERI

1. Generalități	72
1.1. Scurt istoric	72
1.2. Noțiuni asupra exploziei și substanțelor explozive	72
1.3. Substanțele explozive	73
1.4. Reacții chimice explozive, bilanțul de oxigen și toxicitatea gazelor de explozie	75
1.5. Noțiuni de bază asupra detonației substanțelor explozive	76
1.6. Factorii care influențează viteza și stabilitatea detonației	78
2. Caracteristicile termodinamice și verificarea explozivilor	79
2.1. Caracteristicile termodinamice ale explozivilor	79

2.1.1. Căldura de explozie	79
2.1.2. Temperatura de explozie	81
2.1.3. Volumul produselor de explozie	82
2.1.4. Presiunea gazelor de explozie	84
2.1.5. Forța explozivă sau presiunea specifică de explozie	85
2.1.6. Presiunea de detonație	86
2.1.7. Potențialul explozivilor	86
2.2. Verificarea explozivilor	87
2.2.1. Determinarea vitezei de detonație	88
2.2.2. Determinarea brizantei	89
2.2.3. Determinarea potențialului explozivilor	90
2.2.4. Determinarea altor parametri ai explozivilor	93
3. Clasificarea și descrierea explozivilor	95
3.1. Clasificarea explozivilor	95
3.2. Descrierea explozivilor	97
3.2.1. Compuși chimici explozivi	97
3.2.2. Explozivi ordinari	114
3.2.2.1. Explozivi pe bază de nitroglicerină	114
3.2.2.2. Explozivi pe bază de azotat de amoniu	117
3.2.2.3. Explozivi pe bază de clorați și perclorați	121
3.2.2.4. Explozivi pe bază de oxigen lichid (oxilicvite)	121
3.2.2.5. Pulberea neagră	121
3.2.3. Explozivi de siguranță	122
3.2.3.1. Explozivi de siguranță mai puțin sensibili la lovituri, manipulare și transport	122
3.2.3.2. Explozivi de siguranță antigrizutoși	122
3.2.3.3. Explozivi de siguranță termorezistenți	128
3.2.3.4. Explozivi rezistenți la apă sub presiune	128
4. Mijloace de aprindere a explozivilor și de inițiere a exploziilor	129
4.1. Aprinderea explozivilor cu ajutorul fitilului și capselor detonate pirotehnice	132

4.1.1. Fitilul Blackford	132	2.5. Tehnologii de execuție a galeriilor în roci neomogene	330
4.1.2. Fitilul denonant	132	2.6. Săparea galeriilor în roci dezagregate	333
4.1.3. Capse detonante pirotehnice	135		
4.2. Aprinderea electrică a explozivilor	135	3. Săparea și susținerea planelor și puțurilor înclinate	334
4.2.1. Capse detonante electrice	135		
4.2.2. Conductori electrici, rețeaua electrică de împușcare și scheme de legare a capselor	140	4. Săparea și susținerea suitorilor	340
4.2.3. Surse de curent pentru aprinderea circuitelor de împușcare	144	4.1. Metoda clasică de săpare a suitorilor	343
4.2.4. Tehnologia aprinderii explozivilor cu ajutorul capselor detonante electrice	148	4.2. Săparea suitorilor cu colivie suspendată	346
4.3. Lichidarea rateurilor	149	4.3. Săparea suitorilor cu platformă mobilă mecanizată	348
4.4. Prevenirea inițierii accidentale a exploziilor prin influențe străine	149	4.4. Săparea suitorilor cu găuri lungi perforate pe întreaga lungime proiectată și împușcarea pe tronsoane	353
4.5. Inițierea neelectrică a încărcăturilor	150	4.5. Săparea suitorilor prin foraj	355
5. Depozitarea, transportul, distrugerea și dezghețarea explozivilor	151	4.6. Susținerea suitorilor	356
5.1. Depozitarea explozivilor	151	4.7. Alegerea metodei de execuție a suitorilor	362
5.2. Transportul explozivilor	155		
5.3. Distrugerea explozivilor	155	5. Săparea și susținerea puțurilor verticale	363
5.4. Dezghețarea explozivilor	156	5.1. Documentația geomecanică în vederea executării puțurilor verticale	363
		5.2. Alegerea profilului și dimensionarea secțiunii transversale a puțurilor verticale	364
		5.3. Măsurile tehnico-organizatorice premergătoare construcției și clasificarea metodelor de săpare a puțurilor	367
		5.4. Săparea puțurilor prin perforare și împușcare	381
		5.4.1. Scheme tehnologice de săpare a puțurilor prin perforare-împușcare	381
		5.4.2. Parametrii procesului de perforare-împușcare la săparea puțurilor	383
		5.4.3. Principalele procese tehnologice la săparea puțurilor	389
		5.4.4. Asigurarea aerului comprimat pentru procesul de săpare a puțurilor	397
		5.4.5. Evacuarea rocii împușcate la săparea puțurilor	399
		5.4.6. Evacuarea apelor la săparea puțurilor	414
		5.4.7. Utilaje diverse folosite la săparea puțurilor	418
		5.5. Susținerea puțurilor	422
		5.5.1. Clasificarea susținerilor și criterii de alegere	423
		5.5.2. Interacțiunea dintre susținerea puțurilor și rocile înconjurătoare	424
		5.5.3. Influența condițiilor geominiere asupra modului de solicitare a susținerii puțurilor. Regimul de lucru al susținerilor	429
		5.5.4. Susținerea în lemn	431
		5.5.5. Susținerea în boltari	434
		5.5.6. Susținerea în beton cu cofraje glisante	438
		5.5.7. Susținerea în tercret	447

5.5.8. Susținerea în cuvelaje (tubinguri)	450	2.1.2. Unghiul de taluz	590
5.5.9. Susținerea elastică	451	2.1.3. Lățimea bermelor	593
5.5.10. Susținerea combinată	452	2.2. Determinarea elementelor geometrice ale treptelor	594
5.5.11. Aprecierea tehnică și economică a diferitelor tipuri de susținere la executarea puțurilor	454	2.2.1. Înălțimea și înclinarea treptelor	594
5.6. Amenajarea puțurilor	456	2.2.2. Lățimea bermelor de lucru	601
5.7. Organizarea muncii la săparea puțurilor	469	3. Limitele raționale ale exploataării la zi	612
5.8. Adâncirea puțurilor	473	3.1. Coeficienți sau rapoarte de descoperți	613
5.8.1. Metode și scheme tehnologice de adâncire a puțurilor și domeniul de aplicare al acestora	473	3.2. Determinarea coeficienților de descoperți	621
5.8.2. Lucrări de pregătire și de încheiere la adâncire	481	3.3. Determinarea limitelor optime ale exploatărilor la zi	626
5.8.3. Utilaje, tehnologii de săpare și mijloace de protecție pentru adâncirea puțurilor	482	4. Extragerea rocilor tari în cariere	637
5.9. Săparea și susținerea construcțiilor anexe din jurul puțului	488	4.1. Generalități la lucrul cu explozivi în cariere	638
5.9.1. Rampe de puț	488	4.2. Executarea găurilor în exploatarea la zi	639
5.9.2. Circuite de puțuri	493	4.2.1. Perforarea găurilor cu diametru obișnuit	639
5.9.3. Remize de locomotive	497	4.2.2. Forarea găurilor cu diametru mare	641
5.9.4. Stații de transformatoare	500	4.3. Procedee de lucru cu explozivi în exploatarea la zi	649
5.9.5. Stații de evacuare a apelor	501	4.3.1. Împuscarea cu explozivi amplasați în găuri de mină obișnuite	649
5.9.6. Silozuri subterane	505	4.3.2. Împuscarea cu explozivi amplasați în găuri de sondă	649
5.9.7. Construcții subterane de încărcare a schipurilor	511	4.3.3. Împuscarea cu explozivi amplasați în camere de minare	658
5.9.8. Ramificații și racorduri	513	4.3.4. Împuscarea cu explozivi amplasați în camere de minare și găuri de sondă	661
5.9.9. Planul calendaristic cu eşalonarea în timp a construcțiilor anexe din jurul puțului și durată de execuție a acestora	516	4.4. Mărunțirea secundară a blocurilor negabarit	661
5.10. Construcția puțurilor darbe	521	5. Extragerea rocilor moi în cariere	664
5.11. Săparea puțurilor prin metode speciale	527	5.1. Excavatoare cu acțiune intermitentă	664
5.11.1. Săparea cu palpanșe	528	5.1.1. Excavatorul cu cupă dreaptă (lopăta mecanică)	665
5.11.2. Săparea cu trusa tăietoare	529	5.1.2. Excavatorul cu cupă inversă	669
5.11.3. Săparea cu chesoane pneumatice	535	5.1.3. Excavatorul tip draglină	672
5.11.4. Săparea puțurilor prin coborîrea nivelului hidrostatic	537	5.2. Excavatoare cu acțiune continuă	678
5.11.5. Săparea puțurilor prin impermeabilizarea rocilor	545	5.2.1. Excavatoare de tip elindă	678
5.11.6. Săparea puțurilor prin metoda înghețării	548	5.2.2. Excavatoare cu rotor	682
5.11.7. Săparea puțurilor prin foraj cu diametru mare	554	5.3. Instalații și utilaje de excavare-încărcare și transport	707
		5.3.1. Instalații de screper	707
		5.3.2. Buldozere și scarificatoare	711
		5.3.3. Autogreiere	713
		5.3.4. Încărcătoare	713
		6. Transportul în exploatarea la zi	717
		6.1. Transportul pe cale ferată	718
		6.2. Transportul auto	727
		6.3. Transportul cu transportoare cu bandă	731
		6.4. Hidrotransportul	734
		6.5. Transportul combinat	735
		7. Halde	739
		7.1. Construirea haldelor	741
		7.2. Redarea în circuitul economic a terenurilor afectate de exploatarea la zi și ocupate de halde	758

8. Deschiderea carierelor	758	11.2.1. Metoda de exploatare cu transbordarea și depozitarea sterilului în halde cu folosirea transbordoarelor cu braț în consolă	852
8.1. Deschiderea zăcămintelor dezvoltate sub nivelul terenului înconjurător	759	11.2.2. Metoda de exploatare cu transbordarea și depozitarea sterilului în halde cu folosirea podurilor transbordoare	855
8.1.1. Deschiderea cu lucrări miniere la zi	759	11.3. Metode de exploatare cu transportul rocilor sterile la halde	859
8.1.2. Deschiderea cu lucrări miniere subterane	776	11.3.1. Metode de exploatare cu transportul rocilor sterile la halde interioare	860
8.1.3. Deschiderea fără tranșee și fără lucrări miniere subterane	776	11.3.2. Metode de exploatare cu transportul rocilor sterile la halde exterioare	867
8.1.4. Metode combinate de deschidere	777	11.3.3. Metode de exploatare cu transportul rocilor sterile la halde la interioare și exterioare	877
8.2. Deschiderea zăcămintelor dezvoltate deasupra terenului înconjurător	777	11.4. Metode de exploatare combinate	878
8.2.1. Deschiderea prin lucrări miniere la zi	777	11.4.1. Metoda de exploatare cu transportul parțial al sterilului la halde exterioare și depozitarea parțială în halde interioare	878
8.2.2. Deschiderea prin lucrări miniere subterane	777	11.4.2. Metoda de exploatare cu transportul parțial al descopertei la halde interioare și depozitarea parțială în halde interioare	879
8.2.3. Deschiderea combinată, prin lucrări miniere la zi și subterane	777	11.4.3. Metoda de exploatare cu transportul parțial al sterilului la halde interioare și transbordarea parțială în halde interioare	881
8.3. Alegerea metodelor de deschidere	793	11.4.4. Metoda de exploatare cu transbordarea unei părți din copertă în haldă interioară și depozitarea celei de a doua părți din copertă în haldă interioară	882
9. Săparea tranșelor	795	11.4.5. Metoda de exploatare cu transportul unei părți din copertă la halde exterioare, a unei a doua părți la halde interioare și transbordarea la halde interioare a celei de a treia părți din copertă	884
9.1. Metode de săpare a tranșelor	796	11.5. Metode de exploatare speciale	886
9.1.1. Metode de săpare a tranșelor fără folosirea mijloacelor de transport	796	11.5.1. Exploatarea zăcămintelor sub formă de depozite	886
9.1.2. Metode de săpare a tranșelor cu transportul rocilor excavate	797	11.5.2. Exploatarea zăcămintelor stratiforme de grosime medie și subțiri	889
9.1.3. Metode speciale de săpare a tranșelor	797	11.5.3. Exploatarea zăcămintelor de turbă	891
9.1.4. Metode combinate de săpare a tranșelor	797	11.5.4. Exploatarea zăcămintelor aluvionare	895
10. Lucrări de pregătire și deplasarea intrin- durilor în cariere	816	11.5.5. Exploatarea zăcămintelor de roci ornamentale sub formă de monoliți, blocuri și calupuri	906
10.1. Lucrări de pregătire	816		
10.2. Deplasare intrinzurilor	816		
10.3. Dispunerea fronturilor de lucru în cariere	822		
10.4. Dimensiunile și numărul blocurilor	822		
11. Metode de exploatare în cariere	827		
11.1. Metode de exploatare cu dispunerea directă a sterilului în halde interioare	836		
11.1.1. Metode de exploatare cu depunerea directă a sterilului în halde interioare într-o singură repriză	836		
11.1.2. Metode de exploatare cu depunerea directă a sterilului și cu reexcavarea parțială sau totală a acestuia din locul inițial de depozitare	844		
11.1.3. Metode de exploatare a aflorimentelor zăcămintelor de înclinare mare	847		
11.1.4. Organizarea lucrărilor de descoperire și de extragere a substanței minerale utile	850		
11.2. Metode de exploatare cu transbordarea rocilor sterile la haldă	851		

XVII. PROCEDEE DE EXTRAGERE

Prof. dr. docent ing. ARON POPA

Prof. dr. ing. DUMITRU FODOR

Prin *procedeu de extragere* se înțelege operația de tăiere, detașare sau extragere a unor roci sau substanțe minerale utile, cu scopul de a se executa anumite lucrări la zi (debleieri, tranșee, fundații etc.) sau lucrări subterane (galerii, tunele, puțuri, camere de mașini etc.) ori de a se obține diferite roci, materiale de construcție și produse minerale necesare industriei (cărboni, minereuri, sare, pietre de construcție etc.).

După felul energiei întrebuintate sau după modul în care se face tăierea, detașarea sau extragerea substanțelor minerale utile sau a rocilor, se deosebesc următoarele procedee de extragere: *manual, mecanic, cu explozivi, cu ajutorul apei (hidromecanizat)* precum și *procedee mixte*.

Din punct de vedere al rezistenței pe care o opun operației de extragere, rocile și substanțele minerale au fost împărțite în mod practic, în următoarele șase clase: *extratari (ET), foarte tari (FT), tari (T), semitari (ST), moi (M), foarte moi (FM)* sau *dezagregate*.

În tabelul XVII.1 se prezintă o clasificare a rocilor și substanțelor minerale utile, după tăria și rezistența pe care acestea o opun operațiilor de tăiere și rîpire, precum și o indicație asupra procedeelor respective de extragere.

Tabelul XVII.1

Clasificarea rocilor și substanțelor minerale utile după tăria și rezistența pe care o opun procedeelor de extragere

Tăria rocilor		Denumirea rocilor și substanțelor minerale	Caracteristici fizico-mecanice	Vîrsta formațiunilor geologice sedimentare	Coeficientul de tărie, f	Procedeu de extragere
Grupa	Categorie					
1	2	3	4	5	6	7
I Foarte moi (FM)	1	Argile nisipoase foarte moi; pămînturi afinate fără pietriș; pămînturi mîloase; pămînturi prăfoase; turbă.	Fără coeziune sau cu coeziune redusă, afinate	Actuale, Cuaternar	0,5—1	— manual (cu tirnăcop, sapă, lopată); — mecanic (cu excavatoare); — hidromecanizat;

Tabelul XVII.1 (continuare)

1	2	3	4	5	6	7
II Moale (M)	2	Argile moi; cretă moale; gips; diatomite; loes compact; lignit șistos moale; marne argiloase moi și argile marnoase moi; nisipuri argiloase afinate; produse de alterare ale rocilor sedimentare, eruptive și metamorfice; nisipuri marnoase; pămînturi nisipoase-argiloase sau argile nisipoase cu amestec pînă la 20% pietriș; sare marnoasă, argiloasă; tufuri cretoase.	Cu coeziune pronunțată sau slab cimentate	Cuaternar, Levantin, Dacian, Pontian, Meotian, Sarmațian.	1—2	Idem
III Semitare (ST)	3	Argilă fină respectiv grosier-nisipoasă, mica-cee, compactă; argile nisipoase compacte; argile cu gips; argilă marnoasă fină respectiv grosier nisipoasă; argile marnoase; anhidrit; bauxită friabilă; calcare cochilifere; caolin tare; cretă compactă; lignit compact; mar-	Presate sau cimentate	Dacian, Pontian, Sarmațian, Tortonian, Helvetian, Burdigalian, Aevitanian	2—3	— manual; — mecanic (cu excavatoare); — prin perforare-impuscare.

Tabelul XVII.1 (continuare)

1	2	3	4	5	6	7
		ne compacte și marne agiloase; nisip fin prăfos, micaceu, compact; nisipuri presate și nisipuri slab cimentate; sare gemă; sisturi argiloase, grezoase; tufuri calcaroase.				
	4	Bauxite puțin compacte; calcare puțin compacte; cărbune brun; conglomerate cu elemente de roci sedimentare cu ciment marnos; marnă fin respectiv grosier nisipoasă; minereuri piritoase alterate; nisipuri argiloase, cărbunoase compacte; sisturi sericitoase cu talc, cloritice sau fără cuarț, alterate; tufuri calcaroase, silicioase.			4-6	
IV Tare (T)	5	Antracit; calcar compact; calcare dolomitice puțin compacte; conglomerate de roci sedimentare cu ciment calcaros; gresii cu ciment marno-calcaros; hullă; marne cu	Puțin alterate, bine cimentate.	Sarmațian, Tortonian, Helvetian, Acvitanian.	6-7	— mecanic și prin — perforare — împușcare.

Tabelul XVII.1 (continuare)

1	2	3	4	5	6	7
		intercalații subțiri și dese de gresii (până la 5 cm); marne șiistoase grezoase micacee; sisturi cloritoase sau sericitoase puțin alterate.				
	6	Calcare dolomitice compacte; conglomerate cu elemente de cristalin sau eruptiv cu ciment calcaros, concrețiuni grezoase; gresii cu ciment calcaros, poroase; marne cu concrețiuni calcaroase sau intercalații tari; pirită friabilă; roci talcoase carbonatate; tufuri dacitice și andezite.			7-8	
V Foarte tare (FT)	7	Calcare grezoase; concrețiuni silicioase din gresii și argile; calcare skarnice; dolomite; gresii cu ciment calcaros, compacte; hematite și magnetite alterate; limonite spongioase; pirită; roci eruptive și metamorfice, puțin alterate; siderită puțin compactă.	Foarte cimentate și diagenezate (oxidate, concreționate), metamorfozate și cristalizate.	Sarmațian, Tortonian, Helvetian, Burdigalian, Acvitanian mediu, Eocen superior, mediu și inferior, Senonian Cretacic, Triasic, Jurasic.	8-10	— Idem

Tabelul XVII.1 (continuare)

1	2	3	4	5	6	7
VI Extra tare (ET)	8	Bauxite; calcare silicioase, puțin compacte; calcare cristaline; gresii silicioase poroase; marmure; pirită compacte; roci eruptive și metamorfice puțin alterate; sisturi silicioase tari; skarne alterate.			10-12	
	9	Calcare silicioase; gnaise cu început de alterație; gresii silicioase compacte; roci eruptive; skarne cu început de alterație; sisturi amfibolitice; tufuri silicificate.			12-14	
	10	Conglomerate cu elemente de eruptiv și cristalin cu ciment silicios, compacte; cuarțite fisurate sau cu început de alterație; gangă cuarțoasă piritătoasă; hematită în strate subțiri; roci eruptive cu granulație medie; skarne.	Extrem de cimentate și diagenizate, metamorfozate și fin cristalizate	Oligocen inferior, Juristic, Triasic, Permian, Carbonifer, Devonian, Silurian	15-17	Idem
	11	Amfibolite; cuarțite compacte; cuarțite feruginoase; hematite, magnetite compacte; roci eruptive cu granulație mică.			18-20	

Tabelul XVII.1 (continuare)

1	2	3	4	5	6	7
	12	Cremene; cuarțite extrem de compacte; filoane de cuarț extrem de compacte; roci eruptive cu microgranulație.			20-25	

1. PROCEDEE DE EXTRAGERE MANUALĂ

Prin *extragere manuală* se înțelege operația de tăiere sau de ruperea rocilor și substanțelor minerale utile dintr-un zăcămint, cu ajutorul unor unelte acționate de forța omului. Ținând seama de consistența și tăria rocilor sau a substanțelor minerale utile, procedeele manuale se pot clasifica după natura rocilor după cum urmează.

Extragerea rocilor și substanțelor minerale utile dezagregate și foarte moi. Rocile și substanțele minerale dezagregate (tabelul XVII.1), precum și produsele miniere rezultate din abataj (cărbuni, minereuri, sare etc.) pot fi extrase și deplasate de la fronturile de lucru până la mijloacele respective de transport (vagonete, benzi etc.), cu ajutorul următoarelor unelte: lopată, sapă și troc (covată).

Pentru extragerea rocilor dezagregate, dare cu o oarecare consistență, precum și a rocilor plastice foarte moi (tabelul XVII.1), se folosește *cazmaua obișnuită*.

Lopețile folosite în minieră se execută în trei tipuri:

tip A — cu masa de 1,8; 2,1 și 2,3 kg, utilizate la manipularea cărbunilor;

tip B — cu masa de 1,10 și 1,15 kg, utilizate la manipularea minereurilor;

tip C — având masa de 1,25 kg, utilizate la manipulare nisipurilor în cariere.

Formele și dimensiunile acestora sînt arătate în STAS 244-79.

Capacitatea de încărcare a diferitelor tipuri de lopeți este de 8-10 kg pentru cărbune și 6-7 kg pentru minereuri și roci.

Masa cazmalelor uzuale variază între 1,5 și 2,5 kg (cu coadă).

În exploatarea miniere, în special la tragerea materialului dezagregat spre a fi apoi încărcat manual în vagonete (cu lopata sau cu trocul), se folosește *sapa pentru minieră*, ale cărei formă și dimensiuni sînt date în STAS 245-80.

Covata sau trocul (fig. XVII.1) este o unealtă metalică (din tablă) sau de lemn, cu o formă ovală sau dreptunghiulară, puțin adâncă, și care servește în unele mine metalifere la încărcatul materialului dezagregat.

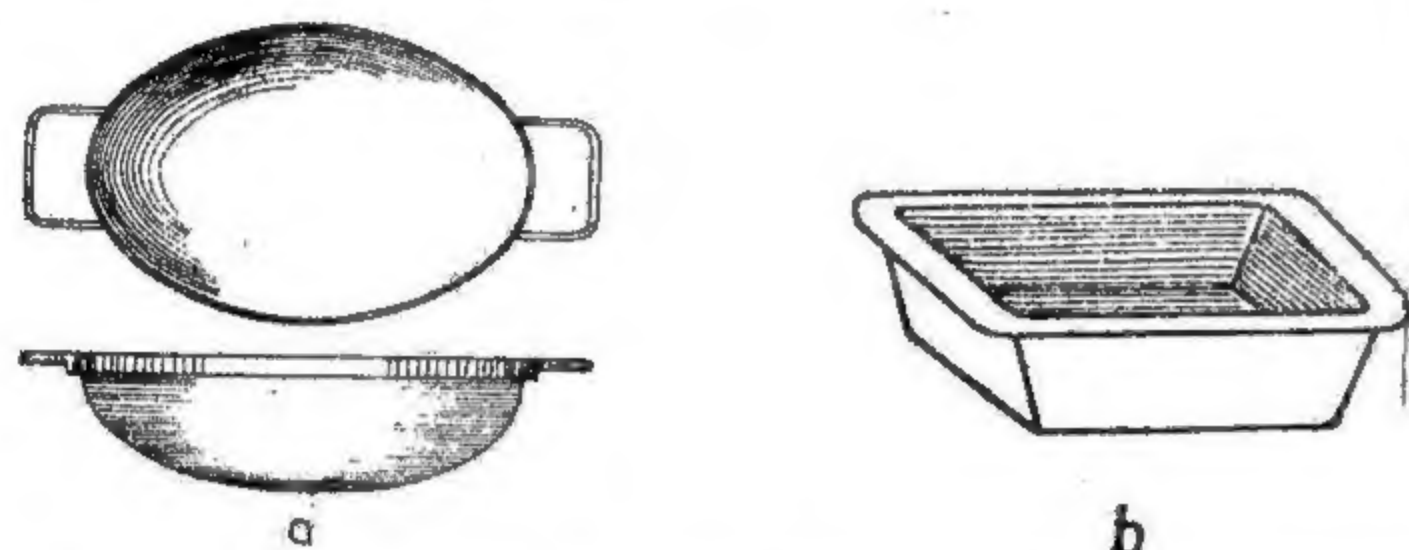


Fig. XVII.1. Trocuri metalice pentru încărcarea materialului dezagregat:

a — de formă ovală; b — de formă dreptunghiulară;

Extragerea rocilor și substanțelor minerale utile moi și semitari. Pentru extragerea rocilor și a substanțelor minerale moi și semitari și pentru încărcarea lor în vagonete, benzi de transport etc., pe lângă uneltele arătate (lopată, cazma, sapă) la extragerea rocilor dezagregate și a celor foarte moi, se mai folosesc și: tirnăcopul, furca pentru cărbuni, țâncușul, pana simplă, pana cu contrapană, ciocanele obișnuite și ciocanele speciale.

Tirnăcoapele pentru minerit, conform STAS 246-80, se execută în cinci tipuri: tip A — cu masa de 1,5 kg, având un vîrf ascuțit și celălalt drept și scurt (fig. XVII.2, a). Se folosește îndeosebi la copturit. În limbaj minier, în unele regiuni din țară, este numit *ciocan*, *ghionoi*, sau *crampă*; tipurile B și C — cu masa de 2 kg și respectiv 1,5 kg, avînd ambele vîrfuri ascuțite (fig. XVII.2, b). În unele regiuni miniere este cunoscut sub numele de *țiu*; tip D — cu masa de 2 kg, avînd un vîrf ascuțit și celălalt sub formă de daltă; tip E — cu masa de 2,3 sau 4 kg, avînd o parte ascuțită și cealaltă sub formă de tăiș lat. Acest tip este folosit în lucrările de pămînt. Dimensiunile, forma ca și alte caracteristici ale tirnăcoapelor pentru minerit sînt prevăzute în același standard, menționat mai înainte.

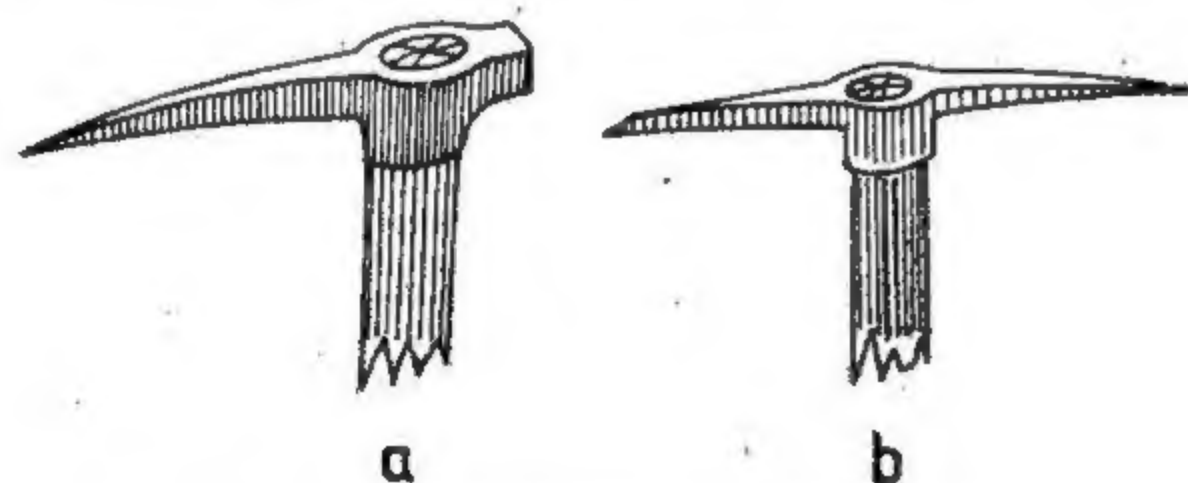


Fig. XVII.2. Tirnăcoape pentru minerit.

Țâncușul este o unealtă asemănătoare unei dălți, de formă circulară sau poligonală în secțiune (6 respectiv 8 muchii), avînd o lungime de 20—40 cm și un vîrf ascuțit conic

de 3—4 cm lungime. Se confecționează de obicei din capete de sfredele de perforare și se folosește la desprinderea bucăților de rocă fisurate, la facerea scobiturilor (pilugilor) și la prelevarea probelor geologice.

Penele simple sînt piese metalice confecționate din oțel obișnuit sau din oțel de sfredele de perforare, avînd o secțiune pătrată (4×4 cm sau mai mult) și o formă ascuțită sau lătită la unul din capete, sau o secțiune dreptunghiulară (3×6 cm sau mai mult) terminată cu o lamă; lungimea lor este de 20—30 cm și, excepțional, mai mare.

Penele se folosesc singure sau cu *contrapene* (v. fig. XX. 160), pentru divizarea unor blocuri mari în blocuri industriale, la exploatarea rocilor ornamentale, atît semitari — calcare, travertine etc. cit și compacte și tari sau foarte tari — marmure, granite, sienite etc. (v. secț. XX. Exploatări la zi).

Ciocanul de mină este o unealtă de formă prismatică puțin arcuită, avînd secțiune dreptunghiulară, prevăzută la mijloc cu o gaură ovală tronconică pentru coadă (fig. XVII.3, b). Se execută din oțeluri de îmbunătățire, în două mărimi, avînd masa de 1,4 și 2,5 kg. În unele regiuni, minerii îl numesc *fistău*. Este folosit pentru baterea țâncușului, dălților, penelor, spargerea bulgărilor mici de minereu etc. Dimensiunile și alte caracteristici ale ciocanului de mină sînt arătate în STAS 305—80.

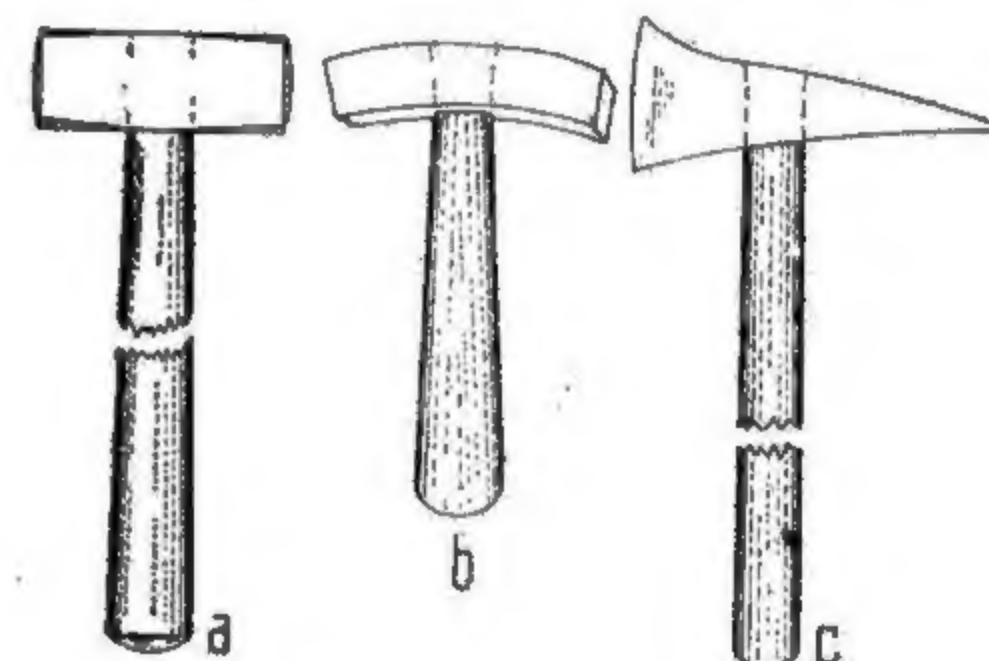


Fig. XVII.3. Ciocane de mină.

Barosul este un ciocan greu de mină, confecționat din oțel de îmbunătățire, are formă prismatică cu secțiunea pătrată, capetele fiind ușor rotunjite (fig. XVII.3, a). Are masa de 5 kg și este utilizat pentru spargerea bulgărilor de minereu mari, ca și pentru batere.

Ciocanul bătător, folosit la minele de sare din țara noastră, pentru baterea penelor, are forma prismatică sau cilindrică, cu un capăt lătit. Este confecționat din oțel obișnuit, prin forjare, cu gaura pentru coadă ștanțată și cu fața șlefuită și călită, avînd masa de 2,5 kg.

Ciocanul pentru tăierea scării are un capăt ascuțit din oțel călit, iar la celălalt capăt este lat (fig. XVII.3, c). A fost folosit în minele din țara noastră în mod exclusiv în trecut și se mai folosește și astăzi la exploatările cu extracție nemecanizată și mai puțin la exploatările modernizate.

Furca pentru cărbuni se execută din oțel OL 60 prin matrițare și forjare, coarnele fiind supuse unui tratament de călire și revenire. Poate fi cu 6, cu 8 sau cu 10 coarne,

avind vârful ascuțit, iar masa de 2; 2,7 și respectiv 2,9 kg. Este folosită pentru manipularea cărbunilor. Forma și dimensiunile furcilor pentru cărbuni și cocs sînt date în STAS 308—50.

Extragerea rocilor și substanțelor minerale utile tari, foarte tari și extratari. Înainte de cunoașterea și folosirea explozivilor în minieră, tăierea și detașarea rocilor tari, foarte tari și extratari se executa exclusiv cu ciocanul și dalta.

În prezent ciocanul și dalta se folosesc numai atunci cînd trebuie să fie îndepărtate anumite neregularități sau porțiuni parțial desprinse de pe pereții și tavanul lucrărilor miniere, iar în exploatarea la zi mai sînt încă întrebuintate la executarea găurilor prealabile pentru pene și contrapene, la cioplitul și fasonatul blocurilor de roci de construcție sau ornamentale. Unele care se folosesc în acest scop sînt: *dalta ascuțită, dalta lată, dălți speciale, ciocanul de mină, barosul, tirnăcopul cu vîrf ascuțit (ghionoiul), pana simplă.*

Dalta ascuțită și dalta lată sînt unelte metalice confecționate din bare de oțel obișnuit, cu secțiunea pătrată și ascuțite la unul din capete sau cu secțiunea dreptunghiulară și terminată în formă de lamă; lungimea lor este de 175—300 mm.

Dălțile speciale servesc numai pentru prelucrarea rocilor de construcție și ornamentale, după ce blocurile respective au fost detașate din zăcămint. Ele au forme anumite, după felul lucrărilor la care sînt folosite.

Ciocanul cu vîrf ascuțit se folosește la rocile moi, pentru executarea de găuri prealabile în care se introduc penele, iar la rocile tari și foarte tari pentru executarea suprafețelor de ruptură. Este confecționat din oțel obișnuit, are una din extremități ascuțită prin forjare și călită pentru a i se mări rezistența la uzură și tăiere.

2. PROCEDEE DE EXTRAGERE MECANICĂ

Pentru extragerea mecanică s-au imaginat și construit numeroase unelte și mașini, acționate cu aer comprimat, electric sau hidraulic.

Uneltele mecanice și mașinile de extragere folosite astăzi la săparea lucrărilor miniere și la exploatarea zăcămintelor de roci sau de substanțe minerale utile diferă după natura și tăria acestora.

Extragerea cu cazmaua pneumatică. Pentru exploatarea maselor mari de roci dezagregate și a celor foarte moi (argile, caolin etc), precum și a terenurilor înghețate, în unele țări se folosește, în mod curent, *cazmaua cu aer comprimat*. Această unealtă se deosebește de ciocanul pneumatic prin aceasta că, în loc de picon, folosește pentru dislocare o cazma.

Extragerea cu ciocane de abataj se folosește în cazul rocilor moi și semitari. În funcție modul de acționare se deosebesc ciocane pneumatice și ciocane electrice (v. sect. Mașini miniere).

Ciocanele pneumatice de abataj se compun în principal din dispozitivul de pornire, mecanismul de distribuție a aerului comprimat și mecanismul de lovire. Principiul de funcționare constă în lovirea pe care o produce pistonul, în cursa de du-te-vino, sub

acțiunea aerului comprimat, asupra piconului care pătrunde în masivul de rocă sau de substanță minerală utilă, dislocînd-o.

Piconul (fig. XVII.4) este o piesă de oțel cu secțiune circulară de 28 mm și lungimea de maximum 625 mm, terminată cu un vîrf ascuțit. Conform STAS 2398-82, piconele pentru ciocane de abataj se execută prin forjare sau matrițare, în două tipuri: *cu coadă lungă* (de 75 mm), avînd lungimea totală de 325, 425, 525 sau 625 mm și *cu coadă scurtă* (de 18 mm), avînd lungimea totală de 365 sau 465 mm. La un picon se deosebesc următoarele părți componente: *cepul (coada), gulerul, corpul și vîrful.*

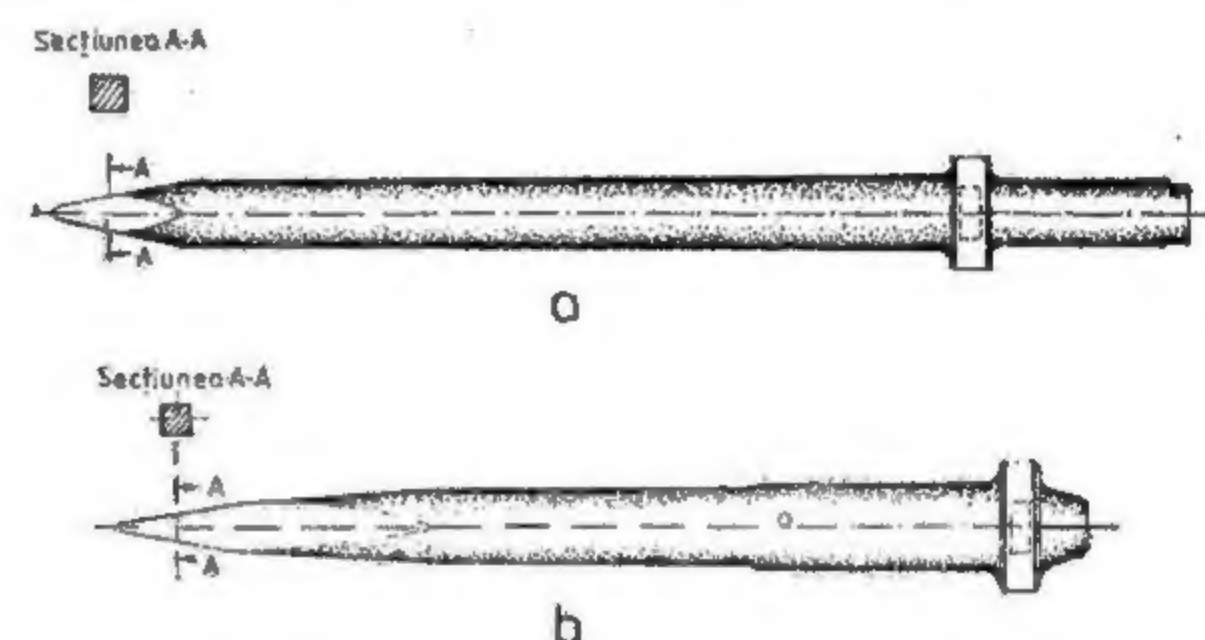


Fig. XVII.4. Picoane pentru ciocane de abataj:

a — cu coadă lungă; b — cu coadă scurtă.

Ciocanele pneumatice se folosesc la lucrările de extragere în cazul zăcămintelor de cărbuni moi și semitari, cu intercalații sterile pronunțate, oricare ar fi grosimea și înclinarea lor. De asemenea, se folosesc în combinație cu mașini havat, pentru crearea de suprafețe libere, la acele zăcămint care permit folosirea acestor mașini sau în combinație cu explozivi, pentru ruperi prealabile, în cazul zăcămintelor tari și compacte.

Extragerea cu ciocane pneumatice implică executarea prealabilă a unor *făgașe*, adică a unor tăieturi care creează suprafețe libere în direcția de înaintare a fronturilor de lucru. Această operație este foarte mult ușurată dacă în stratul de cărbune se găsesc intercalații sterile, suprafețe de clivaj sau de ruptură.

Piconul ciocanului trebuie să acționeze perpendicular pe planele de clivaj, de stratificație sau de șistozitate.

Făgașele, cu ajutorul ciocanului pneumatic, se execută fie orizontal, fie vertical, cu adîncimi ce variază, de obicei, între 20 și 30 cm și excepțional mai mult. După terminarea lor, se procedează la extragerea propriu-zisă a porțiunii respective din frontul de lucru, folosindu-se tot ciocanele de abataj. Operația este destul de simplă și cunoscută, astfel că nu sînt necesare alte amănunte.

În exploatarea de cărbuni, ciocanul pneumatic se alege în funcție de caracteristicile stratelor de cărbuni, care variază foarte mult de la zăcămint la zăcămint, și uneori chiar în aceeași exploatare, de la strat la strat.

În *strate subțiri* (sub 1,5 m) cu cărbune moale și fisurat, precum și la înaintări de suitori se preferă ciocane ușoare (6—10 kg) cu 1500—2500 lovituri/min; în *strate groase* (peste 3,5 m) și înclinate sau cu un cărbune foarte tare, dau mai bune rezultate ciocanele de 10—14 kg, cu 550—1 000 lovituri/min.

În exploatările de roci și minereuri foarte tari sînt folosite tipurile de ciocane cele mai grele, cu lovituri puternice și cursă lungă.

Față de lucrul cu explozivi, procedeul de extragere cu ciocane pneumatice prezintă avantajul că dă un procent mai mare de cărbuni bulgări, permite o alegere mai bună a sterihului și o siguranță mai mare în minele grizutoase sau în acele unde acoperișul este slab. Acolo unde stratele de cărbune au intercalații foarte tari sau însuși cărbunele este foarte tare, se practică, cu cele mai bune rezultate, tăierea mixtă: ciocan pneumatic asociat cu explozivi sau se folosesc complexe mecanizate, după caz. Încărcăturile de explozivi trebuie să fie mici și distanțate, pentru a produce numai fisurarea cărbunelui; cît privește fărîmirea lui, operația se efectuează cu ciocanul pneumatic.

Tăierea cărbunilor cu ciocanul pneumatic sau tăierea mixtă se adaptează cel mai bine la metodele de exploatare moderne cu front lung, cu înaintare rapidă și susținere metalică, deoarece acest fel de înaintare nu lasă timp presiunii litostatice să se manifeste în mod defavorabil.

În afară de utilizarea arătată mai sus, ciocanele pneumatice sînt folosite în exploatările de cărbuni și la alte lucrări ca: executarea canalului de scurgere a apelor, rostogoluri, suitori etc.

La exploatările de minereuri, ciocanele pneumatice se folosesc atît pentru lucrările de abataj propriu-zis, cît și pentru toate lucrările auxiliare care necesită scobirea sau tăierea rocii.

În exploatările la zi a rocilor pentru construcții, sau ornamentale, ciocanele pneumatice sînt întrebuințate în operațiile de rupere sau de prelucrare a blocurilor mari.

În afară de întrebuințările menționate, ciocanele pneumatice sînt folosite și la alte lucrări diverse: cioplitul, capturirea pereților și tavanului galeriilor sau a fronturilor de abataj etc.

Ciocanele electrice de abataj au un domeniu limitat de utilizare datorită dezavantajelor pe care le prezintă: lucru mecanic de lovire redus; încălzire accentuată a echipamentului electric; construcție complicată; nu pot fi utilizate în minele cu gaze și cu praf de cărbune exploziv; uzură mare a pieselor solicitate. În acest domeniu se execută o muncă de cercetare continuă și au fost realizate două tipuri de ciocane electrice: electromagnetice și electromecanice.

Extragerea cu mașini de havat (haveze). Havezele sînt mașini speciale care execută tăieturi (făgașe) orizontale, verticale sau înclinate, în stratul de cărbune, în sare sau în masivul de rocă utilă, creînd astfel mai multe suprafețe libere (fig. XVII. 5), care ajută la extragerea ulterioară din front, cu ajutorul explozivilor sau a ciocanului de

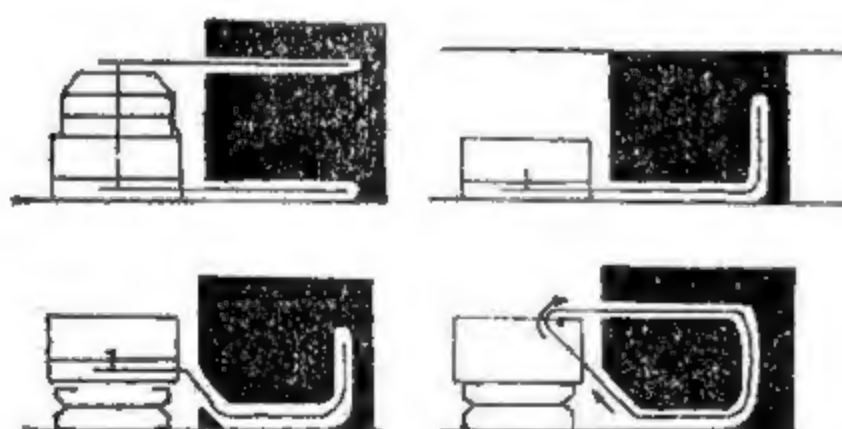


Fig. XVII.5. Făgașe executate cu ajutorul havezelor.

abataj. Făgașele pot avea forme drepte sau curbe și pot fi amplasate la diferite înălțimi și cu înclinări diferite în corpul zăcămintului.

Mașinile de havat sînt folosite în abataje cu front lung, în abataje cu front îngust și pentru săparea lucrărilor de pregătire, la exploatarea zăcămintelor de cărbune și de sare.

Prin introducerea havajului mecanic s-au obținut avantaje importante ca:

- ușurarea muncii lucrătorilor la operațiile de tăiere;
- reducerea sau înlocuirea completă a explozivilor la lucrările de extragere, ceea ce are ca urmare înlăturarea accidentelor cauzate de surparea maselor mari de cărbune în stratele puțin rezistente, datorită exploziilor puternice, iar la exploatările de sare, înlăturarea pericolului de formare de fisuri în tavanul și pereții galeriilor de deschidere și a camerelor de exploatare, precum și obținerea de blocuri nefisurate pentru roci utile folosite în ornamentație etc.;

- creșterea procentului de cărbune bulgăre;
- creșterea productivității muncii;
- permite exploatarea rentabilă a anumitor strate de cărbune subțiri și foarte subțiri, îndeosebi cu înclinare medie și mare.

Cu toate acestea, mașinile de havat capătă o utilizare tot mai redusă datorită dezavantajelor care constau în:

- greaua organizare a lucrului în abataj, datorită existenței multor operații separate, dintre care unele nu se pot suprapune, și utilaje la locul de muncă (mașină de havat, mașină de încărcat, perforatoare, ciocane de abataj etc.);

- nu se realizează viteze prea mari de avansare a frontului;
- productivitate scăzută a muncii, deoarece unele operații ca încărcarea, susținerea, dirijarea acoperișului, mutarea transportorului prin demontare și montare necesită volum mare de muncă manuală. (V. și secț. Mașini miniere).

Extragerea cu combine. În scopul creșterii vitezei de săpare în anumite categorii de roci de tărie medie, a creșterii productivității de tăiere și încărcare a cărbunilor în abataje, se folosesc *combine de înaintare*, respectiv *combine de abataj*. Acestea sînt mașini miniere combinate care permit execuția concomitentă a operațiilor principale de lucru. Astfel, combinele de înaintare, care se folosesc la săparea galeriilor, execută concomitent operațiile de dislocare a rocii sau a substanței minerale utile, încărcarea acestora în vase de transport sau pe transportor și înaintarea spre frontul de lucru. Combinele de abataj permit suprapunerea operațiilor de tăiere, încărcare, susținere și împingerea transportorului în front.

În afară de avantajele menționate, folosirea combinelor permite: reducerea pericolului de aprindere a acumulărilor de metan și praf de cărbune; reducerea considerabilă a efortului fizic depus de muncitori; reducerea cheltuielilor de susținere; reducerea costului dislocării (tăierii, săpării); creșterea gradului de utilizare a celorlalte utilaje auxiliare; reducerea accidentelor de muncă. (V. și secț. Mașini miniere).

Extragerea cu pluguri. Pentru tăierea cărbunilor din anumite zăcămintele a căror exploatare se face cu metode folosind surparea sau rambleierea și fronturi lungi de abataj, s-au construit diferite instalații cu plug de cărbune, în vederea mecanizării acestei operații.

Plugul reprezintă organul de lucru al unei instalații de tăiere și constă în principal dintr-un corp central care poate fi înălțat sau scurtat prin piese de adaos, în funcție de grosimea stratului, și pe ale cărui muchii sînt fixate cuțitele de tăiere a cărbunelui.

Pentru deplasarea de-a lungul transportorului plugurile sînt echipate cu o talpă de reazem, care servește drept sanie, sau cu un ghidaj de profil special care nu freacă pe, vatră. Plugurile execută mișcări de du-te-vino, de la un capăt la celălalt al frontului cu viteză mare de avans, fiind trase de lanțuri sau cabluri, comanda lor făcîndu-se de la capătul abatajului sau din galerie.

Tăierea cărbunelui se face prin aşchiere sau prin aşchiere şi percucie, în funcţie de modul de lucru făcându-se şi clasificarea lor în *pluguri statice* şi respectiv *pluguri dinamice*.

Plugurile se folosesc în abatajele de extracţie a cărbunilor de tărie mică şi medie. Mecanizarea, automatizarea completă şi suprapunerea operaţiilor sînt mai uşor de realizat decît în cazul combinelor. Un alt mare avantaj al plugurilor este că dau un procent redus de cărbune mărunţ şi formează praf în cantitate redusă, iar personalul din abataj în timpul tăierii poate lipsi complet.

Dezavantajul plugurilor este faptul că în ceea ce priveşte condiţiile în care pot fi folosite sînt mai pretenţioase decît în cazul combinelor. Astfel, pentru ca plugurile să poată lucra normal, este necesar ca : tăria cărbunelui să fie mică sau medie ; cărbunele să fie friabil ; stratul să nu aibă intercalaţii mai tari decît cărbunele şi să fie lipsit de falii şi ondulaţii accentuate ; valra să fie mai tare decît cărbunele ; rocile din acoperiş să fie suficient de stabile, astfel încît să permită susţinerea cu grinzi în consolă, fără stilpi în front.

Prin folosirea instalaţiilor cu pluguri, în condiţii de zăcămint corespunzătoare, se pot obţine producţii şi, în general, indici tehnico-economici, în abataje, superiori celor obţinuţi în cazul folosirii combinelor.

Extragerea cu excavatoare. Excavatoarele sînt maşini de tăiere, încărcare şi transport al materialului la locul de descărcare folosite pentru dislocarea şi extragerea substanţelor minerale utile şi a rocilor moi sau dezagregate, la îndepărtarea descopertei zăcămintelor ce urmează să fie exploatate în carieră, la săparea şanţurilor, transeelor de carieră etc. (v. secţ. XX. Exploatare minieră la zi).

Extragerea cu maşini şi instalaţii de tăiat roci. Maşinile şi instalaţiile de tăiat roci se folosesc în cariere, la extragerea rocilor de tărie medie (calcare, marmure etc.) şi mare (granite, porfire etc.), asigurînd o calitate bună a blocurilor şi calupurilor, o productivitate ridicată şi costuri scăzute. În funcţie de forma şi construcţia organului de tăiere, maşinile şi instalaţiile de tăiat roci se împart în : maşini cu ferăstraie circulare, maşini cu freze inelare, maşini cu lanţuri tăietoare şi maşini sau instalaţii cu cablu tăietor (v. secţ. XX. Exploatare minieră la zi).

3. PROCEDEE DE EXTRAGERE CU EXPLOZIVI

Procedeele de extragere cu ajutorul explozivilor constau, în linii generale, în utilizarea energiei explozivilor la dislocarea rocilor sau a substanţelor minerale utile şi comportă executarea succesivă a următoarelor operaţii :

- stabilirea lungimii, diametrului şi numărului găurilor de mină precum şi a modului lor de distribuire pe suprafaţa frontului de lucru ;
- executarea găurilor de mină sau de sondă ;
- dozarea cantităţilor de exploziv, încărcarea şi burarea găurilor de mină sau sondă şi aprinderea lor.

Extragerea cu ajutorul explozivilor se foloseşte în mod curent la execuţia lucrărilor miniere în roci sau substanţe minerale utile semitari, tari, foarte tari şi extra tari.

3.1. MODUL DE LUCRU AL EXPLOZIVILOR ASUPRA MASIVULUI DE ROCĂ

Explozivii sînt substanţe chimice care prin descompunere se transformă, într-un interval de timp foarte scurt, într-o cantitate mare de gaze, cu o presiune şi temperatură foarte ridicate.

Pentru aprecierea efectelor exploziei se consideră că într-un mediu omogen şi izotrop, cu dimensiuni foarte mari, în care are loc explozia unei încărcături de exploziv, acţiunea exploziei se manifestă în mod uniform în toate direcţiile, dar cu efecte diferite în funcţie de distanţele de la centrul încărcăturii de exploziv. Punctele în care apar efecte identice formează o serie de suprafeţe sferice concentrice.

După efectele exploziei se disting pentru zone sau sfere (fig. XVII.6) : — *zona de zdrobire sau de compresiune 1*, situată în imediata apropiere a încărcăturii de exploziv ; *zona de dislocare sau sfărîmare 2*, în care materialul este sfărîmat şi dislocat, putînd fi azvîrlit ; *zona de fisurare 3*, în care materialul este numai fisurat, fără să fie mişcat din loc ; *zona de vibraţie sau a deformaţiilor elastice 4*, în care se manifestă numai vibraţiile sau zguduirea masivului fără vreo acţiune mecanică.

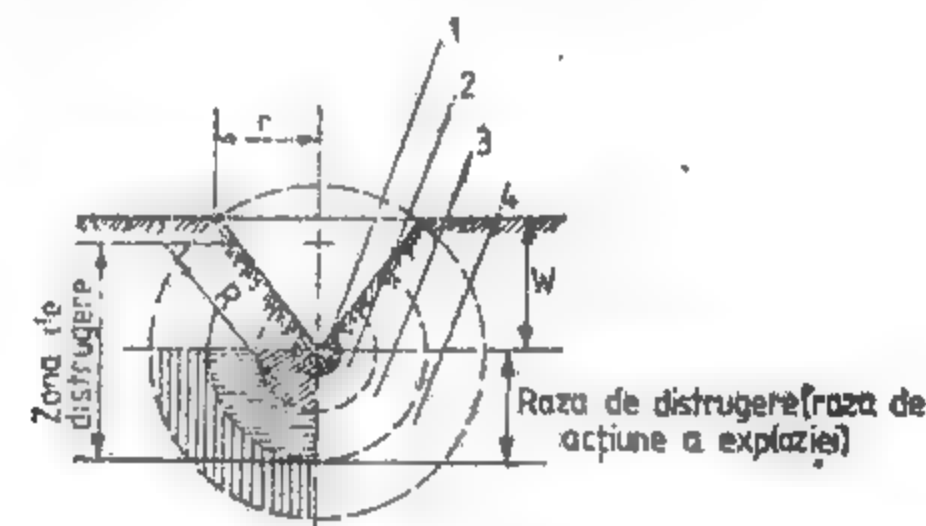


Fig. XVII.6. Acţiunea exploziei în masiv.

Zonele de zdrobire, dislocare şi fisurare formează împreună *zona sau sfera de ruptură sau distrugere*.

Zona sau sfera de distrugere are forma aproape conică, cînd masivul este delimitat de o suprafaţă liberă şi cînd gaura de mină a fost executată perpendicular pe această zonă (fig. XVII.7, a) şi o formă neregulată cînd gaura de mină a fost executată înclinat pe suprafaţa liberă (fig. XVII.7, b).

Excavaţia produsă de şocul exploziei se numeşte *con de ruptură*.

Elementele conului de ruptură sînt :

- *linia de cea mai mică rezistenţă sau anticipanta W* ; este distanţa cea mai scurtă de la încărcătura de exploziv pînă la suprafaţa liberă ; — se mai numeşte *anticipantă liniară* ;
- *raza de acţiune a exploziei R* reprezintă distanţa de la centrul încărcăturii pînă la marginea conului, măsurată pe generatoare ;
- *raza conului de ruptură r* este raza cercului de bază a conului sau a pîlniei din care a fost azvîrlit materialul ;
- *unghiul de deschidere al conului de ruptură, 2α* ;

— *indicele de acțiune al exploziei sau coeficientul de aruncare n* ; reprezintă raportul dintre raza conului r și linia de minimă rezistență W : $n = \frac{r}{W}$.

Indicele n determină mărimea, forma conului și efectul exploziei.

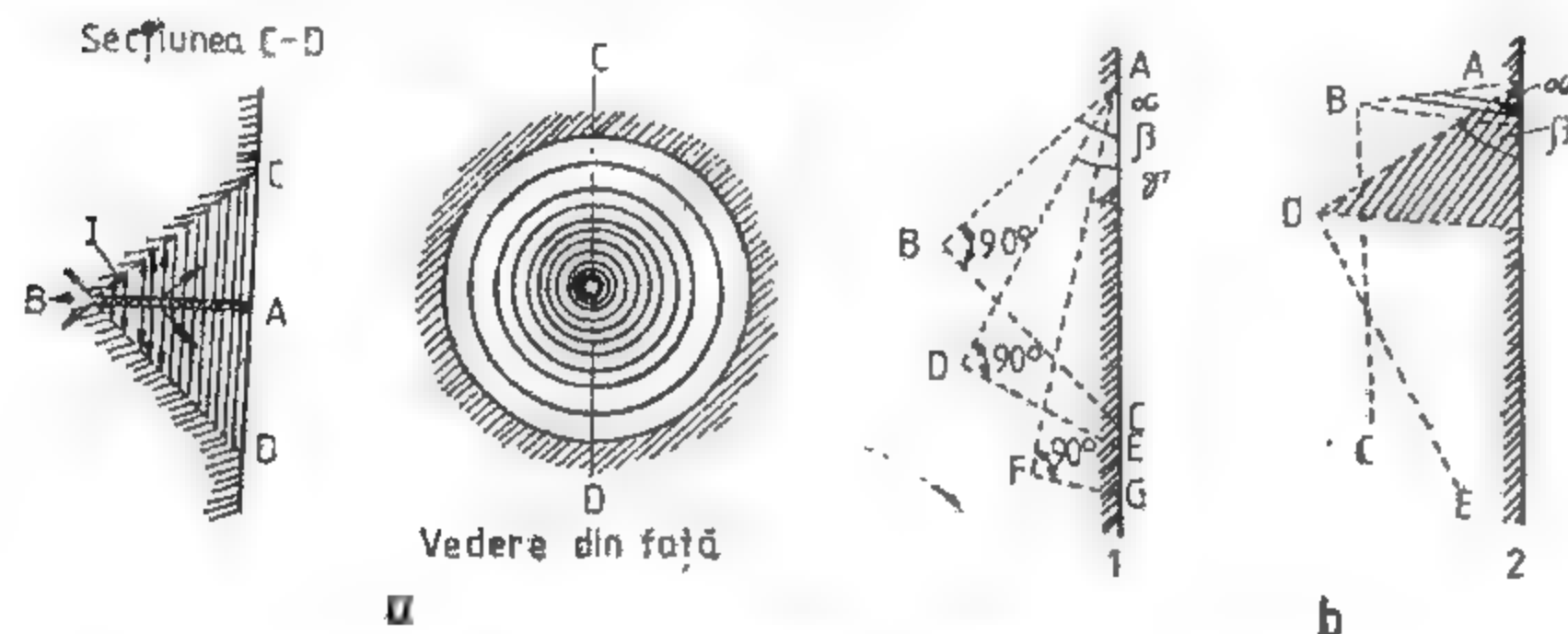


Fig. XVII.7. Efectul exploziei:

- a — în cazul când gaura de mină este executată perpendicular pe suprafața liberă (AB — lungimea găurii; CD — diametrul conului de rupătură; I — încărcătura de exploziv);
b — în cazul când gaura de mină este executată înclinată față de suprafața liberă (I — unghiul de înclinare al găurii de mină este $\leq 45^\circ$, suprafața de rupătură — BC, DE, FG — pe direcția găurii de mină; 2 — unghiul de înclinare al găurii de mină $> 45^\circ$ — suprafața de rupătură este neregulată);

În funcție de mărimea razei de acțiune a încărcăturii de exploziv față de anticipanta W , în ce privește efectul exploziei, se deosebesc următoarele cazuri (fig. XVII. 8):

— $R < W$, efectul exploziei nu ajunge la suprafața liberă. Efectul produs de o astfel de explozie se numește *camuflet* (fig. XVII.8, a);

— $R = W$, efectul exploziei se manifestă printr-o fisurare a rocii și o ușoară umflătură la suprafața masivului, fără azvîrlirea ei din interiorul conului de rupătură (fig. XVII.8, b);

— $R > W$, efectul exploziei produce formarea conului și azvîrlirea materialului (fig. XVII.8, c).

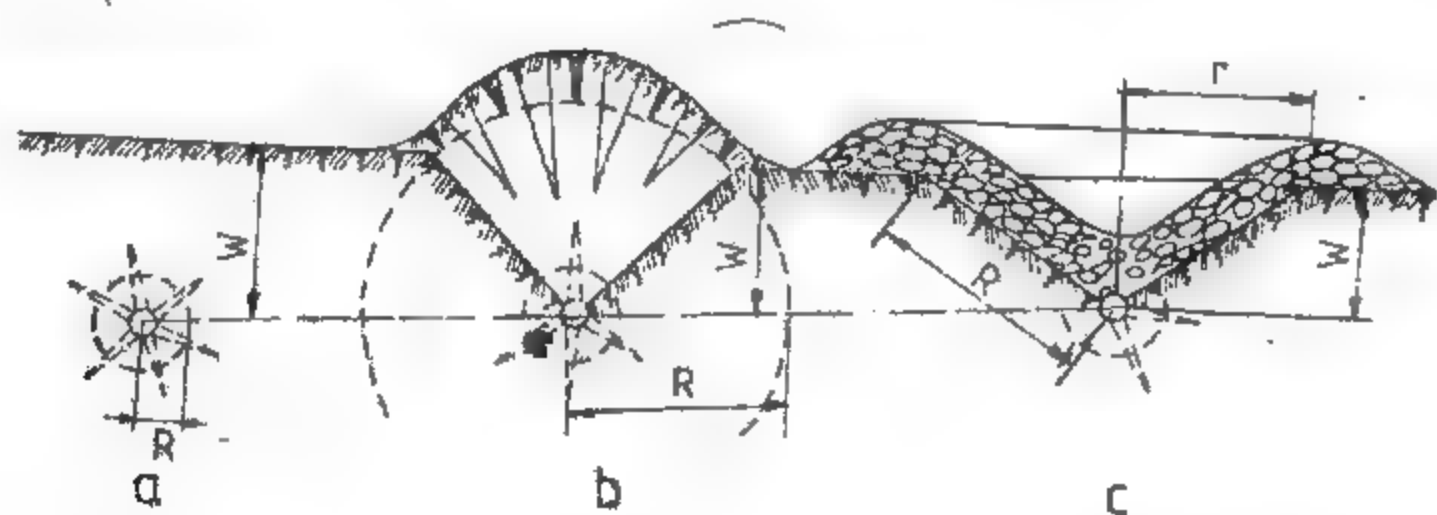


Fig. XVII.8. Efectele exploziei în funcție de mărimea razei de acțiune R în raport cu anticipanta W .

În funcție de valoarea indicelui de acțiune a exploziei, n , se deosebesc:

— explozie cu *efect normal* (fig. XVII.9, a), când $n = 1$ (încărcături cu acțiune de rupere normală);

— explozie cu *efect redus* (fig. XVII.9, b), când $n < 1$ (încărcături cu acțiune de rupere redusă);

— explozie cu *efect sporit* (fig. XVII. 9, c), când $n > 1$ (încărcături cu acțiune de rupere mărită).

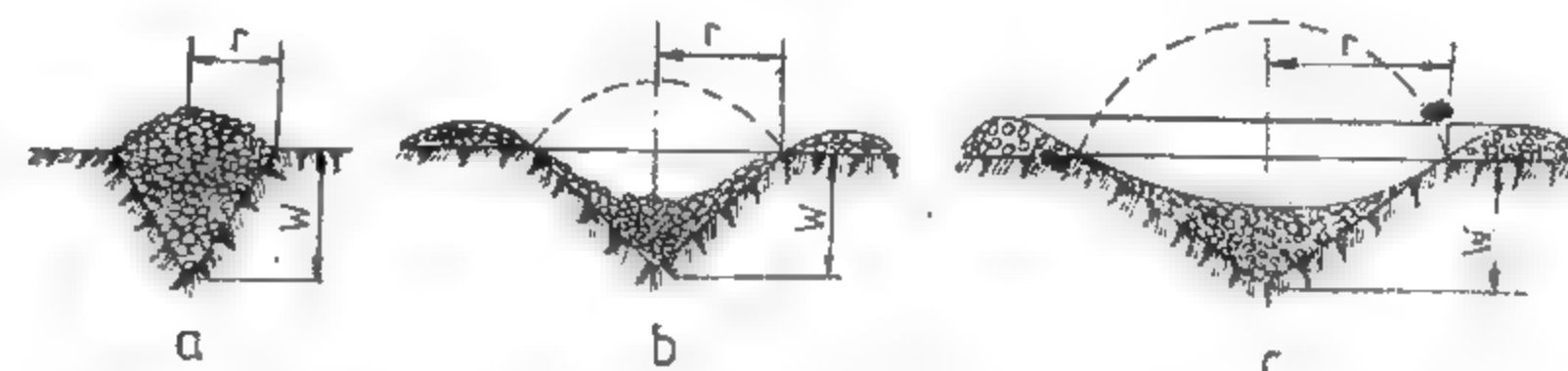


Fig. XVII.9. Efectele exploziei în funcție de mărimea indicelui n .

Dacă se ia în considerare lungimea găurii de mină L și anticipanta liniară respectivă W , efectul de rupere cel mai bun se obține atunci când este satisfăcută condiția: $W < L < 1,5 W$.

Prin noțiunea de *încărcătură* se înțelege o anumită cantitate de exploziv exprimată în kilograme, tone sau în echivalent trotil pregătită pentru a fi detonantă.

Încărcăturile sînt clasificate:

— după *forma lor*, în: încărcături *concentrate* și *alungite*;

— după *locul de amplasare* față de masivul de roci, în încărcături *interioare* și *exterioare* sau *aplicate*.

Teoriile referitoare la mecanismul dislocării rocilor cu ajutorul explozivilor explică diferitele aspecte ale acestui proces.

— *Ipoteza undelor reflectate*. În etapa actuală procesul de sfărîmare a rocilor cu ajutorul explozivilor este explicat de majoritatea specialiștilor cu ajutorul teoriei undelor reflectate.

Potrivit acestei ipoteze explozia încărcăturilor este însoțită de formarea unei mari cantități de gaze a căror presiune — avînd valoarea de $400\,000\text{ daN/cm}^2$ — acționează asupra găurilor de mină sau de sondă sub formă dinamică. Propagarea acestei energii colosale prin masivul de roci se efectuează sub formă de undă, denumită *undă dinamică* care, la o distanță de 1—5 ori diametrul încărcăturii, se propagă cu o viteză de peste $7\,000\text{ m/s}$, depășind cu mult viteza sunetului. În zona de acțiune a undei dinamice roca este strivită, mărunțită și comprimată.

Efectul de sfărîmare a undelor dinamice depinde de amplitudinea și viteza lor de propagare. Amplitudinea undelor, la rîndul lor, este în funcție de valoarea impulsului exploziei și de rigiditatea acustică a rocilor.

Prin *rigiditate acustică* este definit produsul dintre densitatea rocilor ρ și viteza C_p de propagare a undelor dinamice și se exprimă cu relația $\rho \cdot C_p [\text{kg/m}^3 \cdot \text{m/s}]$.

De la o anumită distanță aproximată la 5—100 ori diametrul încărcăturii — unda dinamică se transformă într-o *undă de tensiune* care se propagă cu viteza sunetului.

Sub acțiunea unei unde de tensiune (fig. XVII.10), care se propagă concentric de la locul încărcăturii explozive, în masiv se formează, în direcția radială, tensiuni de compresiune (σ_c), iar în direcție tangențială tensiuni de tracțiune (σ_t). Sub acțiunea celor două tensiuni, rocile sînt solicitate la compresiune în direcție radială și la tracțiune în direcție tangențială (orientată perpendicular față de raza încărcăturii explozive).

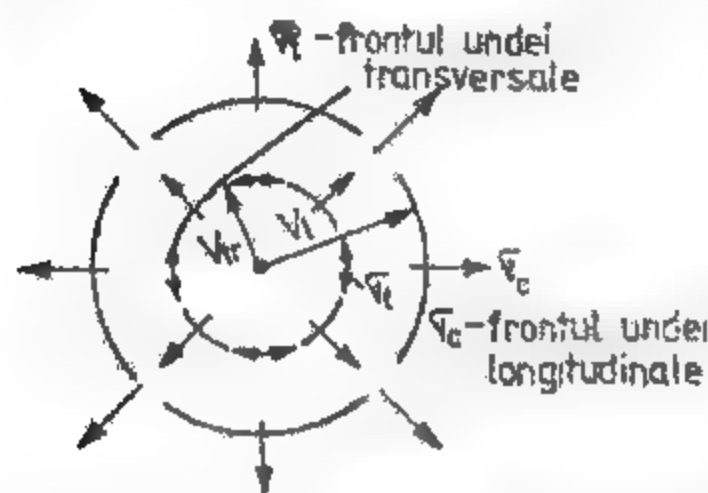


Fig. XVII.10. Starea de tensiune a rocilor în jurul încărcăturii explozive.

În frontul de acțiune a tensiunilor de compresiune rocile sînt antrenate într-o mișcare radială, amplificată și de acțiunea presiunii ridicate a gazelor de explozie.

Datorită timpului extrem de mic în limita căruia acționează tensiunea de compresiune σ_c , procesul de sfărîmarea cuprinde doar o zonă extrem de limitată, unde tensiunile depășesc de 10–12 ori rezistența la compresiune a rocilor. Valoarea ridicată a tensiunilor de compresiune provoacă în această zonă o fragmentare și mărunțire excesivă a rocilor.

În continuare, prin propagarea unei unde de compresiune, roca este fragmentată sub influența eforturilor de tracțiune (σ_t) intrucit, datorită compresibilității masivului particulele elementare de rocă au posibilitatea deplasării lor în direcție tangențială. În acest caz, în masiv se formează sistemul de fisuri orientate radial în spre suprafața dezvelită a masivului. În acest timp de influență a explozivului apare zona de fisurare și zona de sfărîmarea.

Al patrulea timp de influență a încărcăturilor explozive este caracterizat printr-un proces de mișcare seismică a rocilor, fiind denumită zona deformațiilor elastice, sau zona acțiunilor seismice sau zona de vibrație.

Cînd unda de tensiune ajunge la suprafața liberă a masivului, intervine un proces nou și anume, particulele de rocă puternic comprimate de propagarea undelor de tensiuni nu întîmpină nici o rezistență și încep să se deplaseze extrem de rapid în direcția suprafeței libere. Datorită acestui fenomen de smulgare rocile sînt dislocate din masiv sub acțiunea unei tensiuni de tracțiune care se extinde de la nivelul suprafeței libere spre interiorul masivului. Explicația acestui proces de dislocare este dată de faptul că prin masiv se propagă o undă reflectată, în care tensiunea are un sens și un efect invers față de tensiunea inițială de compresiune.

Unda reflectată se propagă și acționează ca și cum ar fi fost formată de o încărcătură similară cu centrul situat într-un punct exterior masivului, dar amplasat simetric în raport cu suprafața liberă și față de centrul încărcăturii (fig. XVII.11). Intrucit rezistența rocilor față de solicitările de tracțiune este de 20–30 de ori mai mică față de solicitările de compresiune, pe suprafața dezvelită masivul este fracturat, rezultînd forma rea craterului sau conului de explozie.

Pe măsura propagării unei unde reflectate de tracțiune spre interiorul masivului, valoarea tensiunilor scade treptat. Astfel se explică de ce găurile nu „rup” pe toată lungimea lor, formîndu-se acele „pahare” în frontul de lueru, iar în cazul exploatărilor la zi formarea „pragurilor” la baza treptelor.

După formarea celor patru zone — de compresiune, fisurare, sfărîmarea și deformare elastică — spațiul în care a fost amplasată încărcătura, denumit uneori și camera de minare, comunică cu atmosfera prin rețeaua de fisuri, presiunea gazelor în camera de minare scade instantaneu, iar rocile puternic comprimate anterior manifestă tendința să revină la situația inițială.

O etapă foarte importantă în procesul de sfărîmarea-fisurare o constituie participarea gazelor de explozie în procesul de dislocare a rocilor din masiv.

Sub efectul gazelor de explozie care produc presiuni foarte mari, roca fragmentată în prealabil este „aruncată” din masiv sub formă de bucăți.

Experimental s-a putut stabili că în rocile monolite 75–88% din volumul total dislocat se realizează pe seama acțiunii tensiunilor de compresiune și tracțiune și 12–25% pe seama destinderii gazelor de explozie.

În prezent, rocile sînt grupate în funcție de rezistența lor față de acțiunea de dislocare a explozivilor, în trei categorii (tabelul XVII.2).

— **Ipoteza energetică a sfărîmării.** Procesul de sfărîmarea a rocii în urma exploziei este precedat de o stare complexă de tensiuni, care conduce la formarea întregului sistem de fisuri.

Fragmentarea masivului de rocă poate avea loc numai dacă tensiunile dezvoltate de energia încărcăturilor explozive vor avea valoarea:

$$R = \frac{3}{8} K \frac{[1 + (1 - 2\mu)\epsilon]^{3/2} - 1}{[1 + (1 - 2\mu)\epsilon]^4} \quad [N/cm^2]$$

în care: K este modulul compresiunii volumetrice, N/cm^2 ; μ — coeficientul lui Poisson; ϵ — deformarea volumetrică a rocilor.

Potrivit ipotezelor energetice de sfărîmarea, parametrii de împușcare ca și alegerea explozivilor pot fi calculați în concordanță cu proprietățile fizico-mecanice ale rocilor.

Conform ipotezei energetice a sfărîmării rocilor se pot trage următoarele concluzii:

— volumul și gradul de fragmentare a rocilor este determinat de energia specifică a explozivilor și nu de puterea sau viteza de detonație a explozivului;

— creșterea gradului de dislocare și de mărunțire a rocilor poate fi realizat pe seama creșterii energiei specifice a încărcăturilor.

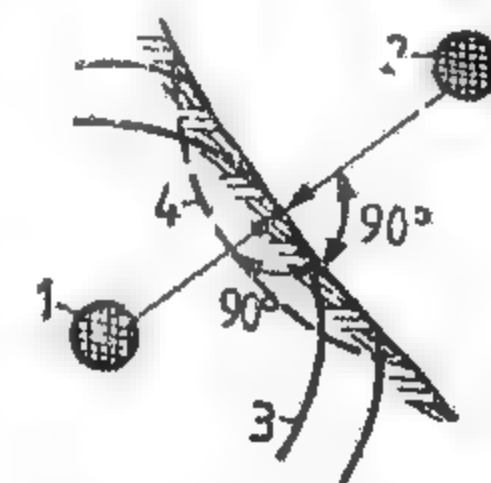


Fig. XVII.11. Reflectarea unei unde de tensiuni pe suprafața dezvelită a masivului de rocă:

1 — încărcătura de exploziv; 2 — încărcătura imaginată situată în exteriorul masivului; 3 — unda tensiunii de compresiune; 4 — unda reflectată.

3.2. PARAMETRII DE CALCUL AI EXPLOZIVILOR

Principii de calcul a încărcăturilor explozive. Formulele de calcul pentru determinarea cantității de exploziv aferentă unei încărcături au fost stabilite după diferite principii și completate ulterior pe baza datelor experimentale și a principiilor teoretice avute în vedere. Astfel, pe baza principiului proporționalității dintre masa explozivului

Tabelul XVII.3

Clasificarea rocilor și substanțelor minerale utile după tăria și rezistența pe care o opun procedelor de extragere

Categoria rocilor după rezistența la sfărâmarea cu ajutorul explozivilor	Tipul rocilor	Densitatea rocilor, ρ [t/m^3]	Viteza de propagare a tensiunilor rezultate în urma exploziei, C_p [km/s]	Rigiditatea acustică a rocilor [$\rho \cdot C_p$] [$\text{m}/\text{s} \cdot \text{kg}/\text{m}^3$]	Coeficientul Poisson, μ	Viteza de lărgire a fisurilor [km/s]	Distanța medie dintre fisuri [m]
I	Roci monolite tari: diabaz, porfir, sienit, granit, diorit, andezit, bazalt, gnais, conglomerate silicoase.	2,8—3,0	5,0—7,0	14—16	0,1—0,15	1,5—1,8	>1
II	Roci cu tărie medie: dolomite, calcare, marmură, gresii, gnais, sienit, siderit, magnezit, șisturi tari, conglomerate calcaroase.	2,5—2,8	2,0—5,0	5—14	0,15—0,2	0,8—1,6	0,5—1,0
III	Roci cu tărie redusă, puternic fisurate: conglomerat slab cimentat, calcar alterat, marne, argile, argilă nisipoasă.	1,8—2,5	0,4—0,2	0,7—5,0	0,25—0,35	0,2—0,8	<0,5

și volumul de rocă care urmează să fie dislocată s-a stabilit relația:

$$Q = q \cdot V = q \cdot W^2 \quad [\text{kg}]$$

În care: Q este masa încărcăturii explozive, kg; V — volumul craterului de rupere, m^3 ; q — coeficientul de proporționalitate; W — anticipanta sau linia de minimă rezistență, m.

Un alt principiu de calcul consideră că numai o parte din încărcătura explozivă trebuie să fie proporțională volumului de rocă dislocată, iar cealaltă parte să fie proporțională cu noile suprafețe formate. Conform acestui principiu încărcătura de exploziv se calculează cu relația:

$$Q = q_1 W^2 + q_2 W^2 \quad [\text{kg}]$$

Relația a fost completată ulterior cu factori care țin seama atât de rezistența rocii, cât și de gradul de mărunțire a acesteia, obținând următoarea relație de calcul:

$$Q = f(d) (q_1 S + q_2 V) \quad [\text{kg}]$$

În care $f(d)$ este un coeficient care ține seama de modificarea gradului de mărunțire a rocilor în funcție de indicele de acțiune a exploziei; q_1 — consumul specific de exploziv pentru dislocarea rocii din masiv, kg/m^2 ; q_2 — consumul specific de exploziv pentru învingerea forței de gravitație, kg/m^2 ; S — suprafața din limita căreia urmează desprinderea rocilor din masiv, m^2 ; V — volumul de rocă dislocată din masiv, m^3 .

Mai târziu formulele pentru calculul încărcăturilor la „aruncare” au fost completate cu indicele de acțiune a exploziei (n), prezentându-se sub forma:

$$Q = (0,4 + 0,8 n^2) \cdot q \cdot W^2 \cdot \sqrt{W/25} \quad [\text{kg}]$$

Această relație de calcul poate fi recomandată pentru situațiile când $W > 25$ m.

În etapa actuală consumul specific de exploziv se alege după normativele existente în fiecare bazin minier, în funcție de tipul rocilor.

Potrivit ipotezei energetice, consumul specific de exploziv este influențat de: proprietățile fizico-mecanice ale rocilor, căldura exploziei, randamentul exploziei, gradul de mărunțire impus și viteza de aruncare a bucăților de rocă. Se recomandă ca gradul de mărunțire (N) să fie calculat în funcție de dimensiunea medie a bucăților de rocă (d_m), utilizând relația:

$$N = 240 - 110 \lg d_m + 5,5 (\lg d_m)^2$$

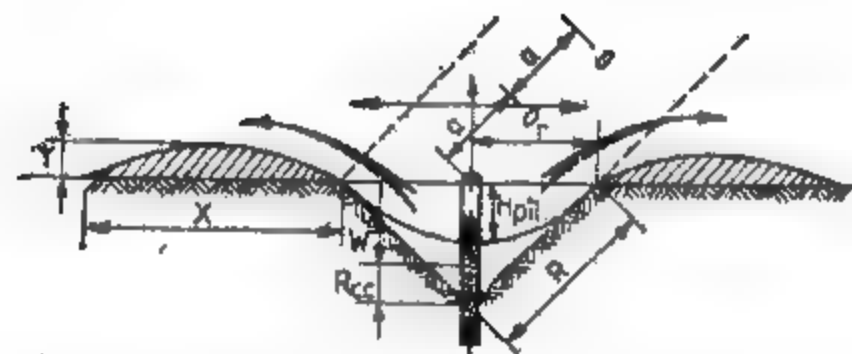
Dimensiunea medie a bucăților de rocă este strins legată de diametrul încărcăturii explozive, gradul de dependență fiind de forma $d_m = d^{1,06}$, în care dimensiunile liniare sînt exprimate în cm. Dimensiunile bucăților de rocă sînt în funcție de tipul lucrărilor miniere: pentru lucrările miniere de deschidere și pregătire, 5—100 mm; pentru abataje, 150—300 mm; în cariere 350—400 mm.

Folosind aceste valori în relația de calcul de mai sus, rezultă că indicele gradului de mărunțire (N) va fi: pentru lucrările de săpare 110—165; pentru abataje 85—110; pentru cariere 75—85.

Cercetările experimentale în domeniul tehnologiilor de împușcare au arătat că din întreaga cantitate de energie degajată în timpul exploziei doar 3—7% este consumată

Parametri la împușcarea cu explozivi

Situația masivului	Parametrul
1	2
Masiv cu o singură suprafață liberă. Amplasarea găurilor pe un singur rând. Împușcare de aruncare.	Adâncimea pilniei formate după explozie
	Înălțimea pe înclinare a taluzurilor
	Împrăștierea materialului pe bermele tranșeei
	Înălțimea păturii de material
	Distanța dintre încărcături
	Mărimea încărcăturii de exploziv
	Mărimea încărcăturii de exploziv pentru o încărcătură normală
	Mărimea încărcăturii de exploziv pentru explozii reduse sau sporite

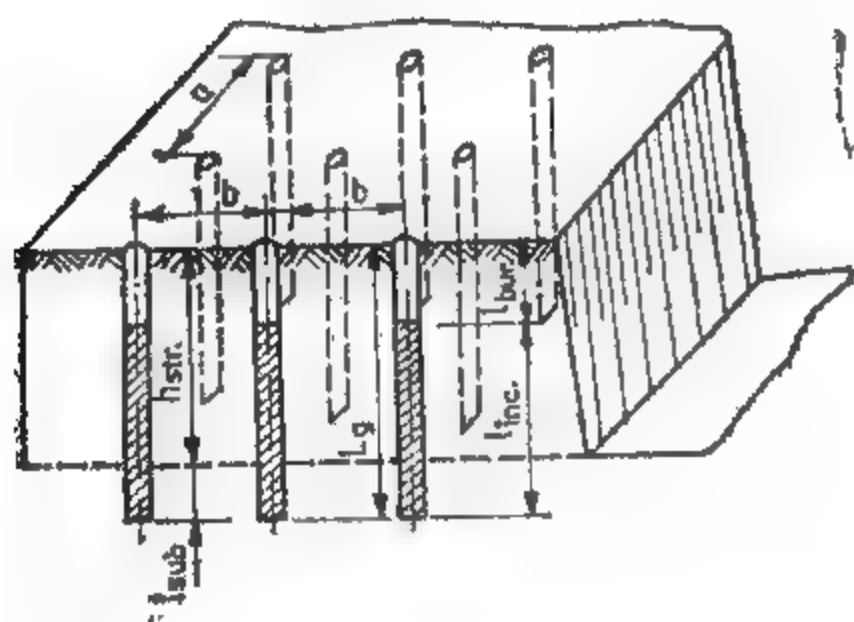


Tabelul XVII.8

amplasați în găuri de mină obișnuite

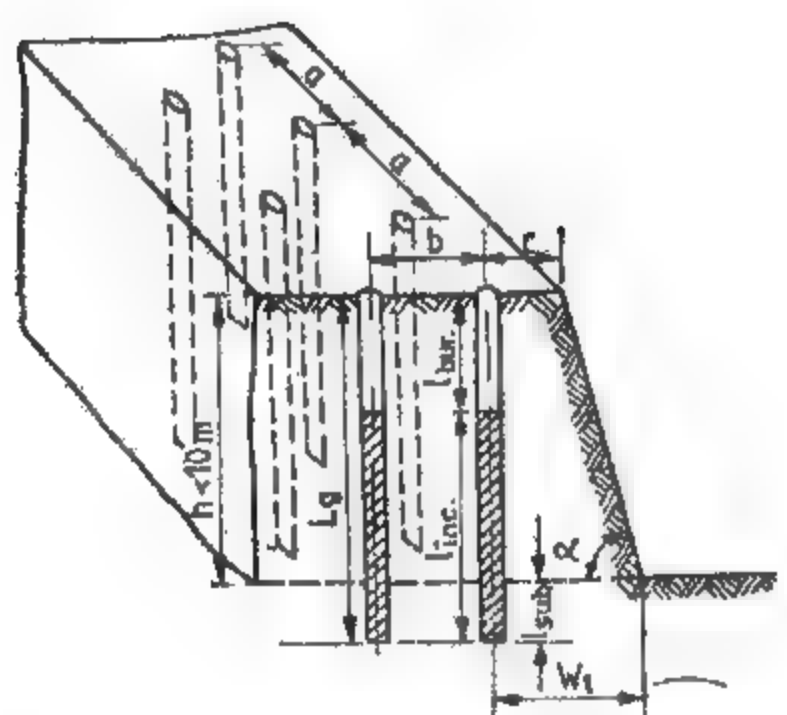
Relația de calcul sau valoarea parametrului	Specificația notațiilor
3	4
<p>Pentru roci stâncoase:</p> $H_{pu} = 0,33 W(2n - 1) \quad [m]$ <p>Pentru roci comprimabile:</p> $H_{pu} = W + R_{cc} \quad [m]$ $R_{cc} = 0,062 \sqrt[3]{K \cdot Q_{ac}} \quad [m]$	$n = \frac{r}{W} \leq 2;$ <p>unde:</p> <p>n — indicele acțiunii exploziei;</p> <p>r — raza pilniei de aruncare, m;</p> <p>W — linia de minimă rezistență, m;</p> <p>R_{cc} — raza de comprimare a terenului la împușcarea încărcăturilor concentrate, m;</p> <p>Q_{ac} — masa încărcăturii concentrate de aruncare, kg;</p> <p>K — factor de proporționalitate:</p> <p>$K = 10$ pentru roci stâncoase comprimabile;</p> <p>$K = 150$ pentru roci nestâncoase de rezistență medie;</p> <p>$K = 250$ pentru argilă.</p>
$R = \sqrt{W^2 + r^2} \quad [m]$	
$X = 5r \quad [m]$	
$Y = (0,6 \dots 0,75) \frac{W^2}{r} \quad [m]$	
$a = 0,5 W (n + 1) \quad [m]$	
$Q = q \cdot V \quad [m]$	q — consumul specific de exploziv pentru o aruncare normală, kg/m ³ ;
$Q = q \cdot W^3 \quad [m]$	V — volumul care trebuie dislocat, m ³ .
$Q = f(n) \cdot q \cdot W^3 \quad [kg]$	$f(n)$ — factor de corecție funcție de mărimea indicelui acțiunii exploziei;
	$f(n) = 0,4 + 0,6 n^2$ pentru încărcături sporite;
	$f(n) = 0,33$ pentru încărcături reduse.

1	2
Masiv cu o singură suprafață liberă. Amplasarea găurilor pe două sau mai multe rânduri.	Distanța dintre găurile aceluiași rând (a). Distanța dintre rândurile de găuri de mină (b).
	Lungimea găurii de mină
	Greutatea încărcăturii de afinare
	Numărul de găuri de mină ce urmează a fi împușcate
	Consumul specific de exploziv



Tabelul XVII.3 (continuare)

3	4
Aprindere simultană: $a = b$ Aprindere izolată: $b = (0,4 \dots 0,6) a$ $a = b = \sqrt{\frac{S}{N_g}}$ [m]	S — suprafața care se împușcă, m^2 N_g — numărul găurilor de mină care se împușcă.
$L_g = h_{str} \cdot K_{sup}$ [m]	h_{str} — grosimea stratului care se împușcă, m; K_{sup} — coeficient de subadîncime; $K = 1,5$ — pentru roci tari; $K = 1,05$ — pentru roci de tărie medie.
$Q_g = (L_g - l_{bur}) q'$ [kg] $l_{bur} = 0,25 \dots 0,30) L_g$ [m]	q' — capacitatea de încărcare cu substanță explozivă a 1 m de gaură, kg/m; $q' = 0,785 d^2 \cdot \Delta$ [kg/m] d — diametrul găurii, m; Δ — densitatea de încărcare a substanței explozive în gaură de mină, kg/m ³ . l_{bur} — lungimea burajului, m.
$N_g = \frac{S \cdot h_{str} \cdot q}{Q_g}$	q — consumul specific de exploziv, kg/m ³ .
$q = \frac{1}{\alpha} \sqrt{\frac{f}{S}}$ [kg/m ³] — M.M. Protodiakonov $q = q_1 \cdot s \cdot v \cdot \frac{e}{\Delta} \cdot d$ [kg/m ³] — Lares	α — coeficientul de brizantă a explozivului; f — coeficientul de tărie a rocii; S — secțiunea de extras — cercul de bază al conului de rupere; q_1 — consum specific normal de exploziv (v. tab. XVII.4); s — coeficient de structură a rocii (v. tab. XVII.5); e — coeficient de brizantă a explozivului în trebuință (v. tab. XVII.6); v — coeficient de degajare (v. tab. XVII.7); Δ — densitatea de încărcare a explozivului; $\Delta = 0,9$ pentru exploziv încartușat; $\Delta = 0,6-0,9$ pentru exploziv pulverulent; d — coeficient de burare ($d = 0,9 \dots 1$)

1	2
<p>Masiv cu două suprafețe libere. Amplasarea găurilor pe mai multe rânduri.</p> 	<p>Distanța primului rând de găuri față de bordura treptei</p>
	<p>Distanța dintre rindurile de găuri</p>
	<p>Distanța dintre găurile aceluiași rând</p>
	<p>Diametrul găurii de mină</p>
	<p>Lungimea găurii de mină</p>
	<p>Lungimea încărcăturii</p>
	<p>Greutatea încărcăturii de exploziv</p>
	<p>Linia de rezistență la talpa treptei</p>
	<p>Volumul de rocă ce revine la o gaură de mină</p>

Tabelul XVII.3 (continuare)

3	4
$\epsilon \geq 2,0$ [m]	
$0,6 a \leq b \leq 0,8 a$ [m]	
$a = (0,9 \dots 1,6) W_t$ [m]	$W_t =$ linia de rezistență la talpa treptei
$d = 32 \sqrt[3]{L_g} - 37 \sqrt[3]{L_g}$ [mm] $d_{med} = 34 \sqrt[3]{L_g}$ [mm]	$L_g =$ lungimea găurii de mină, m.
$L_g = (0,8 \dots 0,9) h$ [m] pentru roci slabe; $L_g = h + l_{sub}$ [m] pentru roci tari și foarte tari	l_{sub} reprezintă subadîncimea găurii de mină. $l_{sub} = 0,25 W_t$ [m]; $l_{sub} = \frac{\sqrt{h - 0,5}}{6,5}$ [m]; $l_{sub} = 10 d_{inc}$ — pt. roci foarte tari; $l_{sub} = 6 d_{inc}$ — pt. roci tari; $l_{sub} = 3 d_{inc}$ — pt. roci de tărie medie; d_{inc} reprezintă diametrul încărcăturii, m.
$L_{inc} = 0,66 L_g$ [m]	
$Q = 0,66 L_g \frac{\pi d^2}{4} \delta$ [kg] $Q = 0,785 d^2 \delta (L_g - l_{bur})$ [kg] $Q = q \cdot a \cdot W_t \cdot h$ [kg]	δ — greutatea volumică a explozivului, kg/m ³ ; d — diametrul găurii de mină, m.
$W_t = 0,87 \sqrt{\frac{q'}{m \cdot q}}$ [m] sau $W_t = \sqrt{\frac{Q_g}{q \cdot m \cdot h}}$ [m]	q' — cantitatea de substanță explozivă la 1 m gaură de mină (v. tab. XVII.8); $m = \frac{W}{W_t}$ — distanța relativă dintre găuri: $m = 0,9 \dots 1,5$ — pentru împușcare instantanee; $m = 1,0 \dots 1,5$ — pt. împușcare mili-secundă; $m = 0,9 \dots 1,0$ — pt. roci stîlcoase tari; $m = 1,5$ — pt. roci slabe
pentru primul rând $V_g = a \cdot W_t \cdot h$ [m ³] pentru rîndul al doilea și următoarele $V_g = a \cdot b \cdot h$ [m ³]	

pentru acțiunea utilă de dislocare a rocii din masiv, restul energiei fiind pierdută în mod inutil pentru mărunțirea exagerată a rocii din imediata apropiere a cartușului, producerea efectelor seismice, propagarea tensiunilor de rupere în interiorul masivului etc. Prin compararea a două explozii care dispun de aceeași energie, rezultate superioare au fost obținute pentru explozia care a asigurat un timp de acțiune mai îndelungat a gazelor de explozie asupra masivului.

3.3. CONSTRUCȚIA ÎNCĂRCĂTURILOR EXPLOZIVE ȘI MODUL LOR DE ÎNȚIERE

Sub termenul de *construcția încărcăturii explozive*, se înțelege:

- forma și amplasarea încărcăturii explozive în gaura de mină sau de sondă;
- locul de amplasare a cartușelor de inițiere;
- cantitatea și calitatea burajului.

În tehnologiile de împușcare s-au experimentat diferite construcții ale încărcăturilor explozive: încărcături *alungite*, sau *sub formă de coloană alungită*, încărcături *concentrate* și încărcături *discontinue*.

Dintre încărcările menționate, încărcăturile *discontinue* prezintă un deosebit interes în etapa actuală.

Prezența unor spații de aer în cadrul încărcăturilor explozive influențează creșterea timpului de acțiune a produselor exploziei asupra masivului de roci, creându-se, în acest mod, condiția unei dislocări mult mai eficiente.

Utilizarea încărcăturilor explozive prevăzute cu intervale de aer (fig. XVII.12) pot fi aplicate în orice tipuri de roci și folosind orice tip de exploziv. Intervalele de aer pot fi realizate cu ajutorul unor cartușe de lemn, cilindri de carton ș.a.

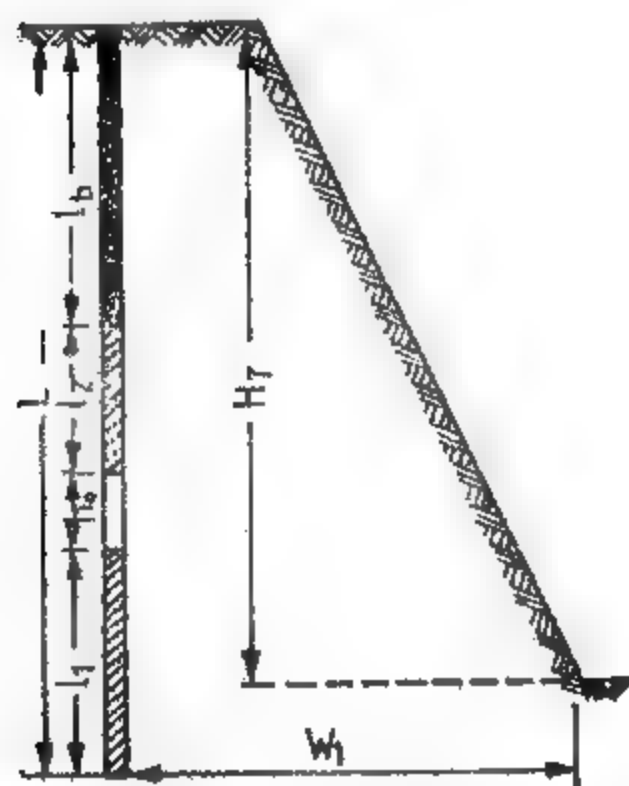


Fig. XVII.12. Construcția încărcăturilor cu intervale de aer.

În acest caz detonația se propagă în ambele direcții: — atât înspre talpă găurii de sondă, — cât și înspre gura găurii de sondă.

La inițierea inversă, produsele detonației acționează un timp mai îndelungat asupra masivului și în felul acesta crește cantitatea de energie transferată masivului de roci.

Tabelul XVII.4

Consumul specific normal de exploziv, q_1

Clasificarea rocilor după tărie		Denumirea rocii	q_1 [kg/m ³]
Grupa	Categoria		
VI (ET)	12	Cuarțite compacte, cuarț compact.	1,3—1,5
VI (ET)	11	Granite foarte tari, cuarțite obișnuite, sienite, porfirite.	1,2
VI (ET)	10	Bazalte foarte tari, andezite, conglomerate, gnaise și amfibolite foarte tari, skarne, cuarțite alterate.	1,0—1,2
V (FT)	9	Granite și gnaisuri tari, sienite alterate, calcare și gresii foarte tari.	0,8—1,0
V (FT)	8	Roci magmatice alterate cu granulație mare, calcare și șisturi, siderite, gresii.	0,6—0,8
V (FT)	7	Brecii, calcare semitari, marmură, marnă silicioasă, gresii semitari, șisturi cuarțoase, cloriloase etc.	0,5—0,7
IV (T)	5; 6	Brecii și conglomerate cu ciment marnos sau argilos, dolomit, gresii calcaroase, șisturi grezoase, marnă grezoasă, huiă, antracit.	0,3—0,5
III (ST)	4	Argilă și marnă compactă, șisturi argiloase, calcar cochilifer, gips, sare gemă, cărbune brun.	0,2—0,3
III (ST)	3	Argilă, gips friabil, marnă, lignit, sare gemă cu intercalații de argilă, nisipuri argiloase-marnoase.	0,1—0,2
II (M)	2	Caolin, diatomit, marnă argilooasă, loess, nisipuri.	0,1

Tabelul XVII.5

Valoarea coeficientului de structură, s

Caracterul rocii	s
Rocă cu stratificație fină, compactă	0,7
Rocă stratificată cu grosimi medii	0,8—0,9
Rocă cavernoasă	0,9—1,1
Rocă masivă și compactă	1,0
Rocă sfărâmicioasă	1,05—1,1
Rocă cu caracter șistos	1,15—1,25
Rocă fisurată	1,2—1,4
Rocă cu structură conglomerată	1,9—2,0
Rocă argilooasă, argilă nisipoasă, calcar poros	2,0

Tabelul XVII.6

Valoarea coeficientului de brizantă, e

Felul explozivului	Tăria rocii	e
Dinamită gomă	Extra tari	0,70
Dinamită I	Foarte tari	1,00
Dinamită II și III	Tari	1,30
Astralite, amonite, oxilicvite	Semitari	1,36
Azotat de amoniu și motorină	Semitari, moi	1,50—1,60
Pulbere comprimată	Dezagregate	2,00
Pulbere granulară	Dezagregate	2,50

Tabelul XVII.7

Valoarea coeficientului de degajare, v

Numărul suprafețelor libere	v
Cu o suprafață liberă	1,2—1,6
Cu două suprafețe libere	1,0
Cu trei suprafețe libere	0,45—0,5
Cu patru suprafețe libere	0,45—0,5

Tabelul XVII.8

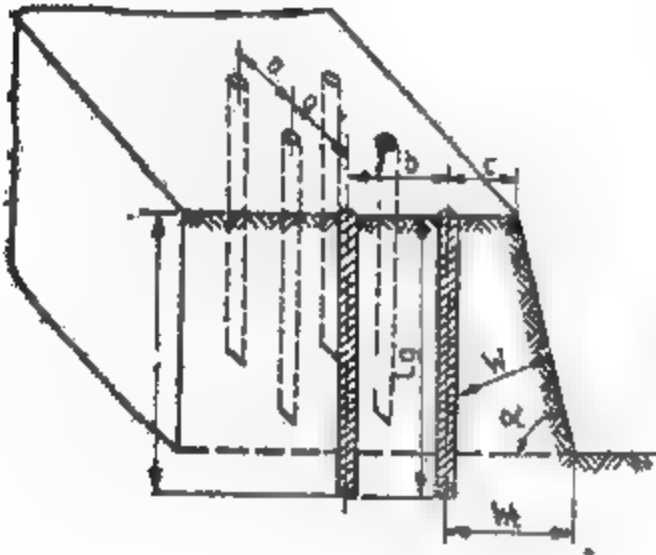
Capacitatea de încărcare a unui metru de gaură de mină în funcție de densitatea de încărcare

Diametrul găurii de mină [mm]	Densitatea de încărcare [kg/dm ³]						
	0,8	0,85	0,9	0,95	1,0	1,05	1,1
	q' cantitatea de substanță explozivă la un 1 m gaură de mină						
1	2	3	4	5	6	7	8
24	0,36	0,38	0,40	0,42	0,45	0,47	0,49
25	0,39	0,42	0,44	0,47	0,49	0,52	0,54
26	0,42	0,45	0,48	0,52	0,53	0,56	0,58
27	0,46	0,49	0,52	0,54	0,57	0,60	0,63
28	0,50	0,53	0,56	0,59	0,62	0,65	0,68
29	0,53	0,57	0,60	0,64	0,67	0,70	0,73
30	0,57	0,61	0,64	0,68	0,71	0,75	0,78

Tabelul XVII.8 (continuare)

1	2	3	4	5	6	7	8
31	0,61	0,64	0,68	0,72	0,76	0,79	0,83
32	0,64	0,68	0,72	0,76	0,80	0,84	0,88
33	0,68	0,70	0,76	0,82	0,86	0,90	0,94
34	0,73	0,76	0,82	0,86	0,91	0,96	1,00
35	0,77	0,82	0,86	0,92	0,97	1,02	1,06
36	0,82	0,87	0,92	0,97	1,02	1,07	1,12
37	0,86	0,91	0,97	1,02	1,07	1,12	1,18
38	0,90	0,96	1,02	1,08	1,13	1,18	1,24
39	0,95	1,01	1,07	1,13	1,18	1,25	1,32
40	1,00	1,06	1,13	1,19	1,26	1,32	1,38
41	1,05	1,12	1,18	1,25	1,32	1,38	1,45
42	1,10	1,17	1,24	1,32	1,38	1,45	1,52
43	1,16	1,23	1,30	1,38	1,45	1,52	1,59
44	1,22	1,29	1,37	1,52	1,59	1,52	1,67
45	1,28	1,35	1,43	1,51	1,59	1,66	1,74
46	1,33	1,41	1,49	1,58	1,66	1,74	1,82
47	1,39	1,47	1,56	1,64	1,73	1,82	1,86
48	1,45	1,54	1,63	1,72	1,81	1,80	1,99
49	1,51	1,60	1,70	1,79	1,88	1,94	2,07
50	1,57	1,67	1,76	1,86	1,96	2,06	2,16
51	1,63	1,73	1,83	1,93	2,04	2,15	2,25
52	1,69	1,79	1,90	2,06	2,12	2,23	2,33
53	1,76	1,87	1,98	2,09	2,20	2,32	2,43
54	1,83	1,94	2,06	2,18	2,29	2,41	2,52
55	1,90	2,02	2,13	2,26	2,38	2,49	2,61
56	1,97	2,09	2,21	2,33	2,46	2,58	2,70
57	2,04	2,16	2,29	2,42	2,55	1,68	2,80
58	2,11	2,25	2,38	2,52	2,64	2,77	2,90
59	2,18	2,33	2,46	2,60	2,73	2,86	3,00
60	2,26	2,40	2,54	2,68	2,82	2,92	3,10
61	2,34	2,48	2,63	2,76	2,92	3,06	3,21
62	2,42	2,57	2,72	2,86	3,02	3,17	3,32
63	2,49	2,65	2,80	2,96	3,12	3,27	3,43
64	2,57	2,73	2,89	3,05	3,21	3,37	3,53
65	2,65	2,82	2,98	3,15	3,32	3,48	3,65
66	2,74	2,91	3,08	3,25	3,42	3,59	3,76
67	2,82	2,98	3,17	3,35	3,53	3,70	3,88
68	2,90	3,08	3,26	3,45	3,68	3,81	3,99
69	2,98	3,17	3,36	3,55	3,74	3,92	4,10
70	3,07	3,26	3,46	3,65	3,84	4,03	4,22
71	3,17	3,36	3,56	3,76	3,96	4,15	4,35
72	3,26	3,46	3,66	3,87	4,07	4,28	4,48
73	3,35	3,56	3,77	3,97	4,18	4,39	4,60
74	3,44	3,66	3,87	4,08	4,30	4,52	4,73

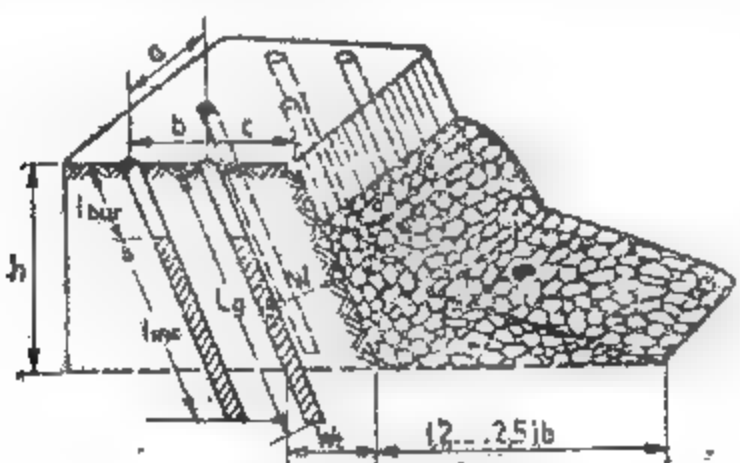
Parametri la împușcarea

Situația masivului	Parametru
1	2
<p>Masiv cu două suprafețe libere. Găuri verticale amplasate pe mai multe rânduri.</p> 	<p>Anticipanta.</p> <p>Linia de rezistență la vatră</p>
	<p>Distanța relativă dintre găuri</p>
	<p>Distanța dintre găurile aceluiași rând</p>
	<p>Distanța dintre rândurile de găuri</p>
	<p>Diametrul găurilor de sondă</p>

Tabelul XVII.9

cu explozivi amplasați în găuri de sondă

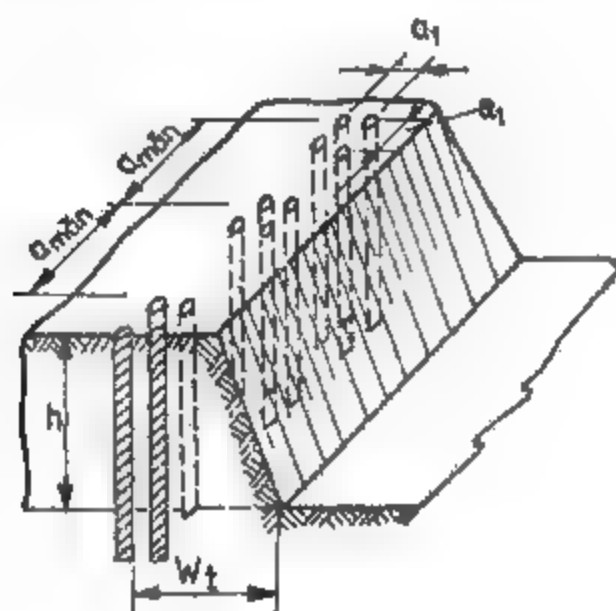
Relația de calcul sau valcarea parametrului	Semnificația notațiilor
3	4
$W = 28 \cdot D \cdot \sqrt{\frac{\varepsilon \cdot \Delta}{q \cdot m}} \quad [\text{m}]$ $W_t = (0,6 \dots 1,0) h \quad [\text{m}]$ $W_t = \frac{\sqrt{0,56 p^2 + 4 m q p h L_g} - 0,75 p}{2 m q h} \quad [\text{m}]$ $W_t = h \operatorname{ctg} \alpha + 3,0 \quad [\text{m}]$	<p>ε — raportul între înălțimea coloanei de exploziv și înălțimea treptei;</p> <p>p — capacitatea de încărcare a 1 m gaură de sondă, kg/m (v. tab. XVII.10);</p> <p>m — 0,8...1,6 — distanța relativă dintre găuri:</p> <p>$m = 0,8$ — pentru roci greu de dislocat;</p> <p>$m = 1,1 \dots 1,6$ — pentru roci ușor de dislocat;</p> <p>q — consum specific de exploziv, kg/m³;</p> <p>Δ — densitatea de încărcare a explozivului în gaură (kg/dm³);</p> <p>D — diametrul de forare a găurii, m.</p>
$m = \frac{1}{W_t} \text{ — pentru primul rând de găuri;}$ $m = \frac{a}{b} \text{ — pentru al doilea și următoarele rânduri;}$ $m = 1,66 - 0,066 f$	<p>f — coeficientul de tărie a rocii după Protodikonov.</p>
$a = (0,4 \dots 2,0) W_t \quad [\text{m}]$ $a = \sqrt{\frac{L_{util}}{2}} \quad [\text{m}]$ $a = \frac{\pi \cdot D^2 \cdot \Delta \cdot l_{inc}}{4 \cdot K \cdot q \cdot W_t \cdot h} \quad [\text{m}]$	<p>L_{util} — adâncimea utilă a găurii de sondă, m. În cazul găurilor verticale: L_{util} este egal cu înălțimea treptei.</p> <p>l_{inc} — lungimea încărcăturii de exploziv;</p> <p>$K = 0,8 \dots 0,95$ — coeficient de putere al explozivului utilizat.</p>
$b = \frac{p_t (L_g - l_{bur})}{a \cdot h \cdot q} \quad [\text{m}]$	<p>p_t — capacitatea de încărcare a găurilor de sondă din rândul „i”, kg/m.</p>
$D = K \cdot A_b \quad [\text{m}]$ $D = \frac{c + h \cdot \operatorname{ctg} \alpha}{50 K_t \sqrt{\frac{\Delta}{\gamma}}} \quad [\text{m}]$	<p>A_b — dimensiunea liniară maximă a bucăților de rocă, m;</p> <p>K — (0,1...0,3) — coeficient de proporționalitate, funcție de capacitatea de dislocare a rocilor prin împușcare;</p>

1	2
	Distanța de la primul rând de găuri la muchia treptei
	Lungimea sau adâncimea găurilor de sondă
	Mărimea încărcăturii de exploziv
	Cantitatea totală de exploziv pentru derocare
	Cantitatea de exploziv pe gaură
	Lungimea burajului
<p>Masiv cu două suprafețe libere. Găuri înclinate amplasate pe mai multe rânduri.</p> 	Linia de rezistență la vatră
	Distanța de la primul rând de găuri la muchia treptei
	Distanța dintre găurile aceluiași rând
	Distanța între rândurile de găuri
	Lungimea găurilor de sondă

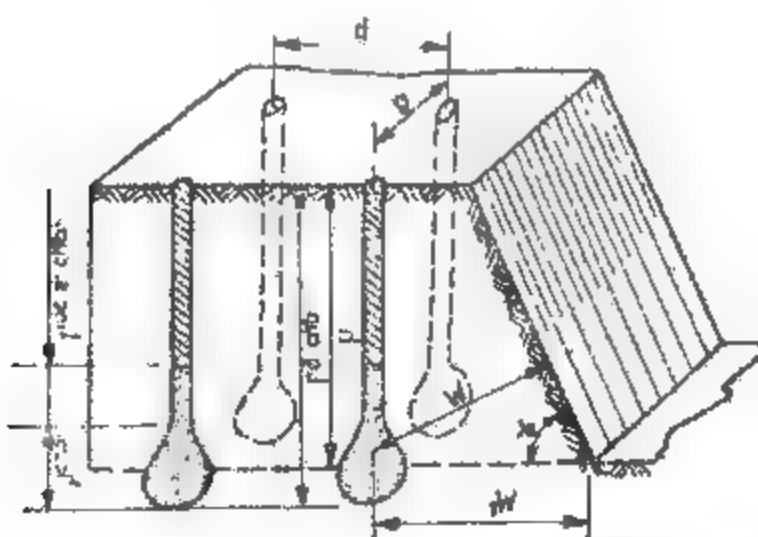
Tabelul XVII.9 (continuare)

3	4
<p>sau</p> $D = \frac{W_t}{24 \sqrt{\frac{\Delta}{q}}} \quad [\text{m}]$	<p>$K_t = 1,0 \dots 1,2$ — coeficient care ține seama de scăderea greutatei volumice a masivului din cauza fisurării; Δ — densitatea de încărcare a explozivului, kg/m^3; γ — greutatea volumică a rocii, kg/m^3; q — consum specific de exploziv, kg/m^3</p>
$e \geq 3,0 \text{ m}$	
<p>$L_g = (0,8 \dots 0,9) h \quad [\text{m}]$ pentru roci de tărie medie $L_g = h + l_{sub} \quad [\text{m}]$ pentru roci de tărie mare și foarte mare</p>	<p>l_{sub} — lungimea subadîncirii; $l_{sub} = 0,3 W_t \quad [\text{m}]$ $l_{sub} = (12 \dots 15) D \quad [\text{m}]$ D — diametrul găurii de sondă, m.</p>
<p>$Q = k \cdot W^2 \quad [\text{kg}]$ $Q = q \cdot W_t \cdot h \cdot a \quad [\text{kg}]$ sau: $Q = q \cdot a \cdot b \cdot h \quad [\text{kg}]$ $Q = p_i (L_g - l_{bur}) \quad [\text{kg}]$</p>	<p>k — coeficient care depinde de natura rocii și felul încărcăturii (v. tab. XVII.11); q — consumul specific de exploziv, kg/m^3; p_i — capacitatea de încărcare a găurilor din rândul „i”, kg/m; V — cantitatea de rocă impușcată; n — numărul de găuri de sondă forate.</p>
$Q_T = V \cdot q \quad [\text{kg}]$	
$Q = \frac{Q_T}{n} \quad [\text{kg}]$	
<p>$20 D \leq l_{bur} \leq 24 D$ sau $0,7 W_t \leq l_{bur} \leq W_t$</p>	<p>D — diametrul găurilor de sondă. Valoarea adoptată pentru l_{bur} nu o va depăși pe cea stabilită pentru anticipantă.</p>
$W_t = \frac{\sqrt{p^2 + 4qmphL_g} - p}{2mqh}$	Semnificațiile notațiilor sînt aceleași ca la relația pentru găuri verticale
$e \geq 3,0 \quad [\text{m}]$	
$a = (0,8 \dots 0,9) W \quad [\text{m}]$	
$b = (0,6 \dots 0,7) W \quad [\text{m}]$	
$L_g = \frac{h}{\sin \alpha} + 0,3 W \quad [\text{m}]$	<p>α — înclinarea găurilor; W — anticipanta, m; h — înălțimea treptei, m.</p>

Masiv cu două suprafețe libere.
Încărcături paralele apropiate.



Masiv cu două suprafețe libere.
Găuri de sondă cu cuptor.



Distanța dintre găurile de sondă din
mănunchi sau cuib

Diametrul echivalent teoretic al gău-
rii de sondă cu diametrul mare

Linia de rezistență la talpă pentru
întregul mănunchi

Distanța dintre centrele mănunchiu-
rilor din același rând

Distanța dintre centrele mănunchiu-
rilor din rânduri diferite

Masa încărcăturii de exploziv pentru
întregul mănunchi

Volumul de material derocat ce revine
la un mănunchi

Volumul de material ce revine la 1 m
gaură de sondă

Lungimea găurilor de sondă

Lungimea găurilor de sondă

Anticipanta

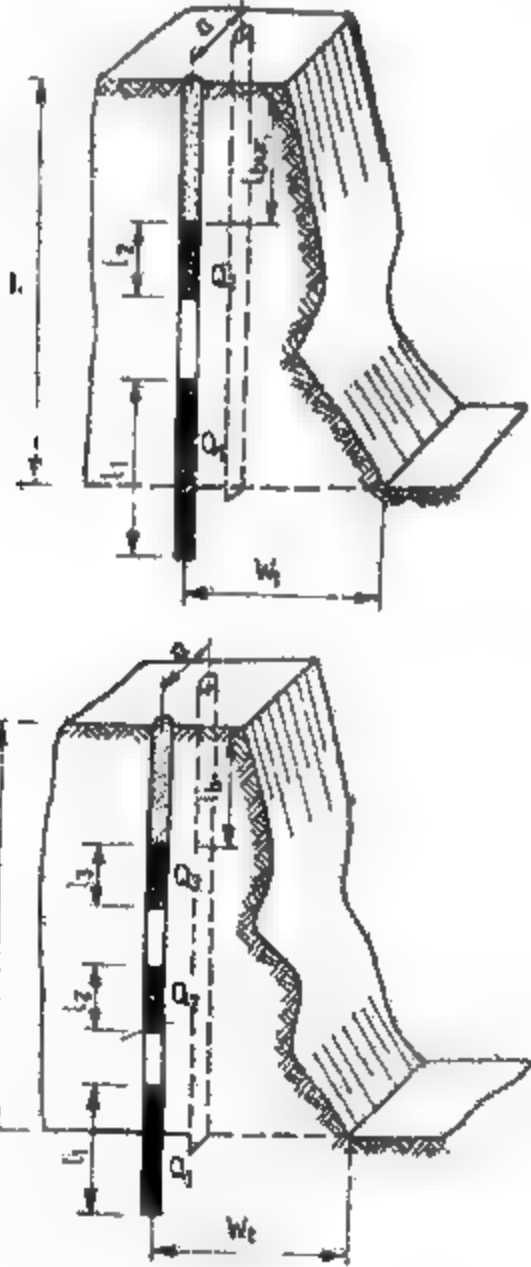
Distanța dintre găuri

Distanța dintre rîndurile de găuri

Cantitatea de exploziv necesară a fi
împușcată într-o gaură sau cuptor

Tabelul XVII.9 (continuare)

3	4
$a_1 = (4 \dots 8) D$ [m]	D — diametrul găurii de sondă, m
$D_{echiv} = D/\sqrt{n_{son}}$ [m]	n_{son} — numărul sondelor din mănunchi
$W_{mson} = W_t/\sqrt{n_{son}}$ [m]	W_t — linia de rezistență la talpă pentru o sondă izolată, m;
$a_{mān} = m \cdot W_{mson}$ [m]	$m = 0,8 \dots 1,2$ — distanța relativă dintre mănunchiuri
$b_{mān} = \frac{a_{mān}}{m}$ [m]	
$Q_{mān} = q \cdot a_{mān} \cdot W_{mson} \cdot h$ [kg]	
$V_{mān} = a_{mān} \cdot W_{mson} \cdot h$ [m ³]	
$V_{son} = \frac{V_{mān}}{L_{son} \cdot n_{son}}$ [m ³]	L_{son} — lungimea unei găuri de sondă, m.
$L_{son} = h + l_{sub}$ [m]	l_{sub} — lungimea subadîncirii găurilor.
$l_{sub} = (8 \dots 10) D_{echiv}$ [m]	
$L_g = (0,95 \dots 1,0) h$ [m]	
$W = (0,5 \dots 0,9) h$ [m]	
$a = (1 \dots 1,2) W$ [m]	
$b = W$ [m]	
$Q = q \cdot W^2$ [kg]	q — consumul specific de substanță explozivă pentru afînare, kg/m ³ ;
$Q = V_{cup} \cdot \Delta$ [kg]	$l_{inc.s.sup}$ — lungimea încărcăturii din sonda cup- torului, m;
În cazul amplasării încărcăturii în cuptor și în gaura de sondă:	L_{scup} — lungimea găurii de sondă a cup- torului, m;
$Q_T = Q + p \cdot l_{inc.s.sup} =$ $= V_{cup} \cdot \Delta + p \cdot l_{inc.s.sup}$ [kg]	h_{cup} — înălțimea cuptorului, m.
$l_{inc.s.sup} = (0,2 \dots 0,6) L_{scup}$ [m]	
$L_{scup} = h + \frac{h_{cup}}{2}$ [m]	

1	2
	Masa încărcăturii pentru formarea cuptorului
<p>Masiv cu două suprafețe libere. Încărcătura în coloană discontinuă.</p> 	Masa totală a încărcăturii din gaura de sondă
	Masa încărcăturii Q_1 din partea inferioară a găurii de sondă
	Masa încărcăturii Q_2 din partea superioară a găurii de sondă
	Lungimea totală a încărcăturii din gaura de sondă
	Lungimea burajului din gaura de sondă

Tabelul XVII.9 (continuare)

3	4
$Q_c = \frac{Q}{K \cdot \Delta}$ [kg]	Δ — densitatea de încărcare a explozivului, kg/dm ³ ; K_c — coeficient care indică însușirea rocii de a se comprima sub influența produselor exploziei, dm ³ /kg; $K_c = 250$ — pentru argila grasă; $K_c = 200$ — pentru marnă moale fisurată; $K_c = 140$ — pentru argilă nisipoasă și argilă grezoasă; $K_c = 45$ — pentru cretă moale și calcar cochilifer; $K_c = 20$ — pentru marnă de tărie medie și pentru calcar moale; $K_c = 8$ — pentru gips compact, șisturi argiloase tari, calcar fisurat etc. $K_c = 5$ — pentru granite, cuarțite, serpentine, dolomit, gresie; $K_c = 3$ — pentru skarn, marmură, dolomit tare, granit cu granulație medie etc.
<p>Numărul de împușcări succesive pentru formarea cuptorului depinde de cantitatea de exploziv care se încarcă în acesta și de proprietățile fizico-mecanice ale rocilor.</p> <p>Prima împușcare se execută cu o cantitate mai mică de exploziv, iar următoarele, cu cantități mai mari rezultate din dublarea cantităților împușcate anterior.</p> <p>Suma tuturor cantităților împușcate trebuie să fie egală cu cantitatea de exploziv reieșită din calcul.</p> <p>La executarea cuptorului împușcările succesive se execută la intervale de minimum 15 min.</p>	
$Q_0 = q \cdot W_t \cdot b \cdot a$ [kg]	
<p>În cazul unui singur interval de aer</p> $Q_1 = (0,6 \dots 0,7) Q$ [kg]	
<p>În cazul a două sau mai multe intervale de aer</p> $Q_1 = 0,5 Q$ [kg]	
<p>În cazul unui singur interval de aer</p> $Q_2 = Q - Q_1$ [kg]	
<p>În cazul a două intervale de aer</p> $Q_2 = Q_1 = \frac{Q - Q_1}{2}$ [kg]	
$l_{inc} = l_1 - l_2$ [m]	l_1 — lungimea părții inferioare a încărcăturii; l_2 — lungimea părții superioare a încărcăturii.
$l_{bur} = L_g - (l_{inc} + h_{ia})$ [m]	h_{ia} — înălțimea intervalelor de aer; $h_{ia} = (0,17 \dots 0,35) l_{inc}$ [m]

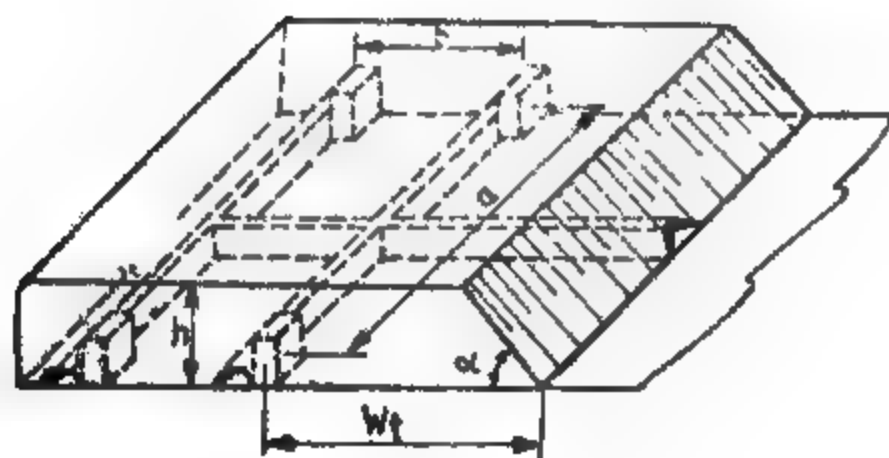
Tabelul XVII. 10

Capacitatea de încărcare la 1 m gaură de sondă

Denumirea rocii	Capacitatea de încărcare la 1 m gaură de sondă (kg exploziv) pentru un diametru nominal al găurii de:		
	150 mm	175 mm	200 mm
Cărbune	28	36	50
Roci moi de descopertare	20	28	36
Roci mari tari (gresii, calcare)	25	36	45

Parametri la impușcarea cu explozivi

Situația masivului	Parametri
1	II
Masiv cu două suprafețe libere. Încărcături concentrate.	Înălțimea treptei
	Anticipanta
	Unghiul de înclinare a masivului
	Distanța dintre camerele aceluiași rind
	Distanța dintre rindurile de camere
	Volumul camerelor de minare



Tabelul XVII.11

Valoarea coeficientului k

Natura rocii	Valoarea lui k		
	Încărcătura normală	Încărcătura de fisurare	Încărcătura camuflată
Cretă	1,41	0,47	0,057
Argilă	1,65	0,55	0,066
Calcar și gresie	1,86	0,62	0,074
Granit și gnais	2,20	0,73	0,088
Rocile cele mai tari	3,00	1,05	0,150

Tabelul XVII.12

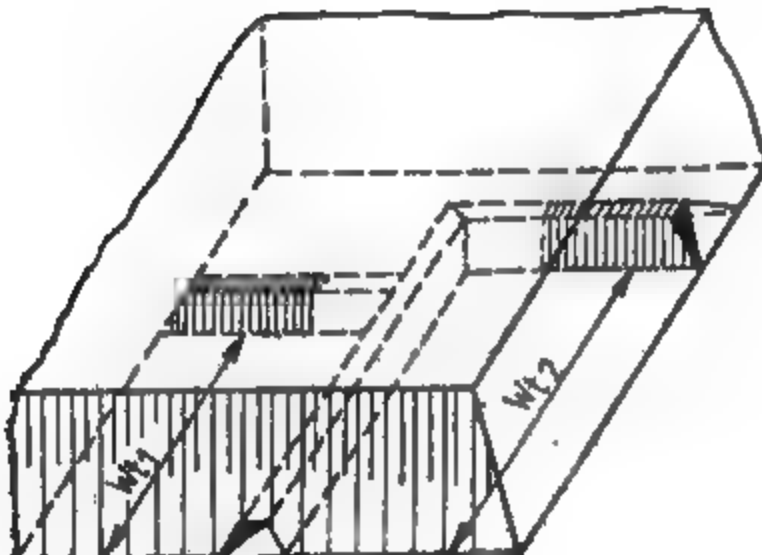
amplasați în camere de minare

Relația de calcul sau valoarea parametrului	Specificația notațiilor
3	4
$20 \leq h \leq 40$ m Pentru roci tari și trepte înalte : $\frac{1}{3} h \leq W \leq \frac{2}{3} h \quad [m]$ Pentru roci de tărie medie și trepte cu înălțime mică : $W = (0,6 \dots 0,9) h \quad [m]$	
$\alpha \geq 70^\circ$ Încărcături de afinare $a = (1,0 \dots 1,5) W_t \quad [m]$ Încărcături de aruncare $a = 0,5 W_t (n + 1) \quad [m]$ $b = W_t \quad [m]$	W_t — linia de rezistență la talpa treptei, m
$V_{cam} = \frac{Q}{\gamma_e} K_e \quad [m]$	V_{cam} — volumul de săpare a camerelor de minare; K_e — 1,05...1,8 — coeficient ce ține seama de volumul efectiv al materialului de susținere, de izolație și de ambalajul explozivului; Q — greutatea încărcăturii în camera de minare, t; γ_e — greutatea volumică a explozivului întrebuințat, t/m ³

1	2
	Coeficientul de concentrare a încărcăturii de exploziv
	Volumul masivului dislocat
	Mărimea încărcăturii de exploziv

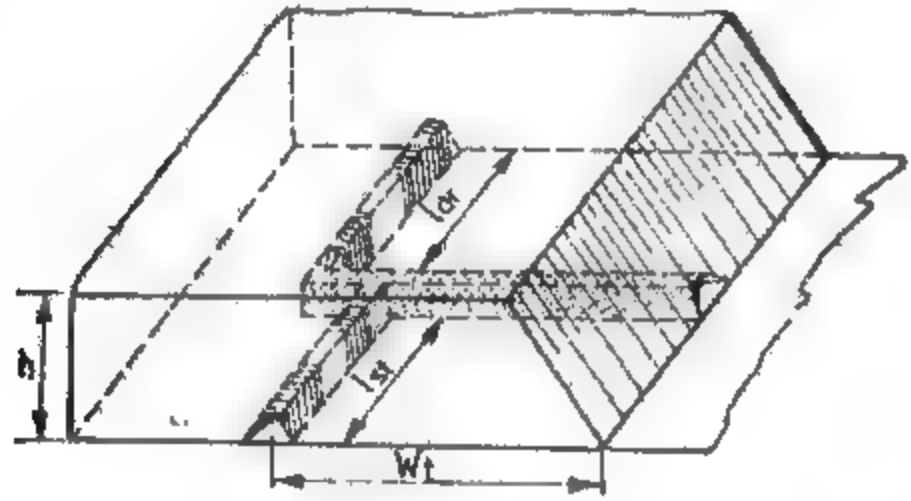
Tabelul XVII.12 (continuare)

3	4
$P = \frac{0,62 \sqrt[3]{V_{cam}}}{R_{cam}} \leq 0,41$	R_{cam} — distanța de la centrul camerei pînă la cel mai îndepărtat punct al acesteia, m. Camerele de minare au forma cubică, paralelipedică, cruce, T, L etc., în toate cazurile se tinde spre o concentrare cît mai mare a încărcăturii. Se folosesc camere de formă cubică cînd $Q \leq 20$ t. Se folosesc camere paralelipedice, cruce, L, T cînd $Q > 20$ t.
Cazul unei singure camere de minare $V_1 = W^3 \cdot h \quad [m^3]$ Cazul a două camere de minare: $V_2 = \frac{a+W_1}{2} W_1 h_1 + \frac{a+W_2}{2} W_2 h_2 \quad [m^3]$	W, W_1, W_2 — anticipantele camerelor de minare; h, h_1, h_2 — înălțimile fronturilor pentru fiecare cameră; a — distanța dintre camerele de minare.
$Q = f(n) \cdot q \cdot W^3 \cdot d \cdot m \quad [kg]$ $Q = f_1(n) \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot d \cdot W^3 \quad [kg]$ Pentru încărcături de aflinare: $f(n) = \frac{W+1 - W(\sqrt{1+n^2} - 1) \left(\frac{W+1}{W} \right)^3}{2 \sqrt{2} W^2}$ (Melnikov) $f(n) = \left(\frac{W+1}{2W} \right)^{3/2} \quad (\text{Filipovici})$ $f_1(n) = (\sqrt{1+n^2} - 0,41)^2 \quad (\text{Dambrun})$ Pentru încărcături de aruncare: $f(n) = (0,4 + 0,6 n^2) \sqrt{\frac{W}{15}} \quad \text{pentru}$ cazul în care $W > 15$ m; $f(n) = (0,4 + 0,6 n^2) \sqrt{\frac{W}{25}} \quad \text{pentru}$ cazul în care $W > 25$ m.	q — consum specific de exploziv, kg/m^3 ; W — anticipanta, m; d — coeficient care ține seama de calitatea burajului (v. tab. XVII.13); K_1 — coeficient care depinde de tipul explozivului (v. tab. XVII.14); K_2 — coeficient care depinde de caracteristicile rocilor care urmează a fi extrase (v. tab. XVII.14); $f(n)$ și respectiv $f_1(n)$ — funcția indicelui de aruncare (v. tab. XVII.15 și XVII.16). $m = \frac{W_t}{a}$ — distanța relativă dintre încărcături.

1	
<p>Încărcături alungite.</p> 	Cantitatea totală de exploziv în echivalent trotil
	Cantitatea de exploziv de bază și de inițiere, în echivalent trotil
	Cantitatea de material derocat calculat preliminar
	Coeficientul de rupere
	<p>Cantitatea fizică reală de exploziv</p> <p>Cantitatea fizică (reală) de exploziv de inițiere</p> <p>Cantitatea fizică (reală) de exploziv de bază</p> <p>Repartizarea explozivului pe laturile T-ului</p> <p>Cantitatea de exploziv pe metru de galerie</p>

Tabelul XVII.12 (continuare)

3	4
$Q = V \cdot q \text{ [kg]}$	<p>V — cantitatea de material derocat calculat preliminar, t;</p> <p>q — consumul specific de exploziv în echivalent trotil, kg/t.</p>
<p>Cantitatea de exploziv de inițiere în echivalent trotil:</p> $Q_i = x \cdot \frac{Q}{100} \text{ [kg]}$ <p>Cantitatea de exploziv de bază, în echivalent trotil:</p> $Q_b = Q - Q_i = Q \left(1 - \frac{x}{100} \right) \text{ [kg]}$	<p>x reprezintă procentul de exploziv de inițiere din masa totală de exploziv:</p> <p>$x = 5\%$ pentru cazul folosirii dinamitei;</p> <p>$x = 8\%$ pentru cazul folosirii astralitei.</p> <p>Explozivul de bază este nitramonul.</p>
$V = h \cdot W \cdot L_s \cdot \gamma \cdot \delta \text{ [t]}$ $W = W_t \cdot \sin \alpha = \frac{2}{3} h \text{ [m]}$ $W = (0,5 \dots 0,8) h \text{ [m]}$	<p>h este înălțimea medie a frontului de exploatare în zona galeriei sau a laturilor T-ului, atunci cind înălțimea frontului diferă pe cele două laturi ale T-ului, m;</p> <p>W — anticipanta, m;</p> <p>L_s — lungimea totală a T-ului, m;</p> <p>γ — greutatea volumetrică a rocii derocate, t/m³;</p> <p>W_t — lungimea galeriei transversale, m;</p> <p>α — unghiul de taluz al frontului în zona galeriei;</p> <p>V_r — volumul real de material rezultat prin derocare, m³ — se determină experimental pe baza datelor stabilite;</p>
$Q_f = Q_{if} + Q_{bf} \text{ [kg]}$ $Q_{if} = \frac{Q_i}{a_i} \text{ [kg]}$ $Q_{bf} = \frac{Q_b}{a_b} \text{ [kg]}$ $K = \frac{Q_f}{l_g} \text{ [kg/m]}$ $l_g = l_{st} + l_{dr}$	<p>a_i și a_b sînt coeficienți de echivalență a explozivului conform Normelor tehnice privind deținerea, prepararea și folosirea în economie a materialelor explozive (v. tab. XVIII.17);</p> <p>l_g este lungimea totală de galerie care se încarcă cu exploziv, m;</p> <p>st și dr — lungimea laturilor (dreapta și stînga) T-ului care se încarcă cu exploziv, m.</p>

1	2
	<p>Cantitatea de exploziv care se încarcă pe cele două laturi ale T-ului</p> <p>Gradul de umplere a galeriei cu exploziv</p>
<p>Încărcături alungite cu intervale de aer.</p> 	<p>Înălțimea treptei</p> <p>Anticipanta</p> <p>Distanța dintre rânduri</p> <p>Cantitatea de exploziv</p> <p>Lungimea totală a galeriei direcționale</p>

Tabelul XVII. 13

Valorile coeficientului de buraj, d

Felul burajului	Valoarea coeficientului d
Buraj de nisip consolidat cu ciment	1
Buraj de argilă consolidat cu ciment	1,2
Buraj din nisip	1,3
Buraj din argilă	1,4
Buraj din pământ obișnuit	2,00
Fără buraj pentru explozivi rapizi ($v \approx 4500$ m/s)	2-4
Fără buraj pentru explozivi mai lenti ($v < 4500$ m/s)	4-5

Tabelul XVII.12 (continuare)

3	4
$Q_{f\ dr} = K \cdot l_{dr}$ [kg] $Q_{f\ st} = K \cdot l_{st}$ [kg] $M = \frac{Q_f}{1000 V_g} \geq 0,7$ $V_g = S_g \cdot l_g \cdot \gamma_e$	<p>M este coeficientul de umplere a galeriei cu exploziv;</p> <p>Q_f — cantitatea fizică reală de exploziv, kg;</p> <p>V_g — volumul golului care se umple cu exploziv, m^3;</p> <p>γ_e — greutatea volumetrică a explozivului, t/m^3;</p> <p>l_g — lungimea galeriei care se umple cu exploziv, m;</p> <p>S_g — secțiunea liberă a galeriei, m^2.</p>
<p>$15\ m \leq h \leq 20\ m$</p> <p>$W_t = (0,65 \dots 0,75) h$ [m]</p> <p>$b = W_t$ [m]</p> <p>$Q = q \cdot V$ [kg]</p> <p>Pentru cel de-al doilea rând, încărcătura se majorează cu 10-20%</p> <p>$L_{ga} = \frac{Q}{S_{II} \cdot \Delta} 10^{-3} +$ $+ L_{ta} + L_b + L_{gt}$ [m]</p>	<p>q este consumul specific de exploziv, kg/m^3;</p> <p>V — volumul de extras, m^3;</p> <p>Q — cantitatea de exploziv care se amplacează în galerii, kg;</p> <p>S_g — secțiunea transversală liberă a galeriei direcționale în zona în care se amplacează încărcăturile de exploziv, m^2;</p> <p>Δ — densitatea de încărcare a explozivului, kg/dm^3;</p> <p>L_{ta} — lungimea intervalului de aer, $L_{ta} \leq 10$ m.</p> <p>L_{gt} — lățimea galeriei transversale, m;</p> <p>L_b — lungimea burajului pe galeria direcțională, m.</p> <p>Galeria direcțională se va bura pe o lungime de minimum 2 m de o parte și de alta a galeriei transversale.</p>

Tabelul XVII. 14

Valorile coeficienților K_1 și K_2

Tipul explozivului	K_1	Natura rocilor	K_2
Dinamită gelatină gomă	0,16	Pământ obișnuit	1,20
Dinamită I	0,23	Pământ compact	1,75
Oxilicvită	0,23-0,35	Pământ cu un conținut mare de pietriș	2,00
Trotil	0,24	Argile compacte	2,25
Astralită	0,27	Tufuri vulcanice	2,25-2,30
Exploziv pe bază de azotat de amoniu	0,30	Roci vulcanice în general	2,50
Pulbere neagră	0,56	Roci magmatice și metamorfice obișnuite	3,30
		Roci magmatice și metamorfice foarte tari	4,25
		Roci tari fisurate	5,00-6,00

Tabelul XVII. 15

Valoarea coeficientului $f(n)$ pentru încărcături de afinare

Anticipanta W	Val. coef $f(n)$		Anticipanta W	Val. coef $f(n)$		Anticipanta W	Val. coef $f(n)$	
	N.V. Melnikov	V.E. Filipovici		N.V. Melnikov	V.E. Filipovici		N.V. Melnikov	V.E. Filipovici
1,00	1,00	1,00	2,00	0,68	0,65	7,00	0,43	0,44
1,10	0,97	0,93	2,25	0,61	0,62	8,00	0,42	0,42
1,20	0,89	0,89	2,50	0,58	0,58	9,00	0,41	0,42
1,30	0,83	0,83	3,00	0,55	0,54	10,00	0,40	0,40
1,40	0,80	0,79	3,50	0,54	0,52	15,00	0,39	0,39
1,50	0,76	0,76	4,00	0,53	0,50	20,00	0,38	0,38
1,60	0,73	0,73	5,00	0,47	0,46	25,00	0,37	0,38
1,80	0,70	0,68	6,00	0,44	0,45	30,00	0,37	0,37

Tabelul XVII. 16

Valoarea coeficientului $f_1(n)$ după Dambrun

Încărcături de afinare		Încărcături de aruncare	
n	$f_1(n)$	n	$f_1(n)$
0,1	0,21	1,1	1,25
0,2	0,23	1,2	1,52
0,3	0,28	1,3	1,86
0,4	0,30	1,4	2,25
0,5	0,36	1,5	2,69
0,6	0,45	1,6	3,22
0,7	0,53	1,7	3,80
0,8	0,66	1,8	4,50
0,9	0,82	1,9	5,25
1	1	2,0	6,08

3.4. TEHNOLOGIA ÎMPUȘCĂRII ÎN MEDIU COMPRIMAT

Particularitatea acestei metode constă în aceea că roca rezultată de la primele împușcături nu este evacuată de la locul exploziei, ci este menținută pentru a prelua efectul exploziilor care se succed. Astfel, timpul de acțiune a exploziei asupra masivului de rocă dislocată, ca și ciocnirea reciprocă a bucăților de rocă, asigură un grad înaintat de mărunțire.

Cea mai simplă variantă constă în împușcarea încărcăturilor care se succed, cu menținerea rocii împușcate din primele serii, în frontul de lucru. Cantitatea de rocă împușcată neevacuată din front influențează asupra calității mărunțirii și eliminării supragabaritelor (bucăți mari de rocă).

Tabelul XVII.17

Clasificarea materialelor explozive pe grupe și categorii, în funcție de valoarea coeficientului de echivalență

Grupa	Categoria de materiale explozive	Coeficientul de echivalență	Exemple de materiale explozive din grupă
I	Exploziv de mare putere	1,3	— Explozivi cu bază de nitroglicerină sau nitroglicol (cu conținut peste 6%); pentrită hexogen, octogen și amestecurile lor; explozivi plastici, elastici, fitile detonante și explozivi de inițiere.
II	Explozivi de putere medie	1,0	— Trotil, tetril și ceilalți explozivi nitroaromatici, precum și cei cu bază de azotat de amoniu, cu mai puțin de 6% nitroglicerină sau nitroglicol. — Explozivi pompabili de tip apos nitrogel; amestecuri explozive simple de tip termorezistent, amonal și amatol; Explozivi pe bază de clorați și perclorați.
III	Exploziv de mică putere	0,7	— Amestecuri explozive simple de tip nitramon și nitramonit; — Pulberi negre de fum și similare; — Amestecuri explozive cu peste 30% materii inhibitoare (clorură de sodiu, clorură de amoniu etc.); — Capse detonante de orice fel și relec.
IV	Exploziv slab	0,5	— Pulberi coloidale fără fum, cu bază de nitroceluloză și nitroglicerină, de nitroceluloză și amestec de nitroglicerină cu nitroglicoli, amestecuri incendiare, artificii, fitile de amorsare.

4. PROCEDEE DE EXTRAGERE CU AJUTORUL APEI

În cadrul extragerii rocilor și substanțelor minerale utile cu ajutorul apei se deosebesc diferite procedee, dintre care se menționează: procedeul bazat pe acțiunea dinamică a apei (procedeul hidrodinamic), procedeul bazat pe acțiunea statică a apei și procedeul bazat pe acțiunea de dizolvare a apei.

4.1. PROCEDEUL BAZAT PE ACȚIUNEA DINAMICĂ A APEI

Acest procedeu folosește energia cinetică a apei sub presiune. Cu ajutorul unor dispozitive denumite *hidromonitoare*, alcătuite dintr-o țevă metalică prevăzută cu un orificiu central de scurgere de formă conică (duză sau ajutaj), se trimite asupra rocilor dezagregate, moi sau de tărie mijlocie, cantități mari și continue de apă, sub forma unui jet, la presiuni de 3–50 at. Presiunea apei se poate obține în mod natural (prin cădere liberă) sau artificial (cu pompe).

Procedul hidromecanic este folosit în minerit pentru exploatarea unor straturi de cărbuni și în unele exploatare la zi, de nisip și pietriș, pentru obținerea materialului necesar rambleierii hidraulice a golurilor subterane, precum și la lucrările de debleiere pentru marile construcții de centrale hidroelectrice, canale navigabile, de irigație etc.

Principalele operații ale procedurii de extragere prin hidromecanizare sînt: dezagregarea rocii, transformarea ei într-o masă fluidă numită *pulpă*, *nămol* sau *hidromasă*, transportul pulpei către locul de depozitare sau prelucrare, depunerea materialului transportat, limpezirea și evacuarea apei.

Transportul masei fluide poate fi realizat prin scurgere liberă sau prin mijloace mecanizate, folosind pompe de noroi sau hidroelevatoare.

Pentru aplicarea hidromecanizării este necesar să existe în apropiere surse suficiente de apă la un debit de cel puțin 20–60 m³ la 1 m³ de rocă extrasă, relieful să fie accidentat ca să permită scurgerea liberă a pulpei și suficient de impermeabil pentru a înlesni scurgerea, iar materialul extras să se spele cu ușurință și să cedeze repede apa după depozitare.

Ca surse de alimentare cu apă se folosește apă din riuri, lacuri și uneori chiar apa subterană.

Pentru asigurarea scurgerii libere a pulpei este necesar ca aceasta să aibă un anumit grad de diluare, care depinde de proprietățile masei dezagregate, variind de la 1/5 pînă la 1/20. În medie raportul este de 1/10.

4.1.1. HIDROMECHANIZAREA APLICATĂ ÎN EXPLOATĂRI LA ZI

În exploatarea la zi a zăcămintelor aluvionare de aur, titan, zircon etc., a aluviunilor pentru obținerea materialelor de construcții (nisip, pietriș) precum și a unor zăcăminte de cărbuni, procedeul de extragere prin hidromecanizare are o largă aplicare ca urmare a avantajelor pe care le prezintă.

După modul de alimentare cu apă și de hidrotransport al amestecului material solid-apă, se deosebesc două feluri de instalații: a) cu utilizarea presiunii naturale a apei și b) prin realizarea artificială a presiunii apei (fig. XVII.13).

În ambele cazuri transportul pulpei se face fie prin scurgere liberă, fie mecanic.

În cazul al doilea, pentru alimentarea cu apă se folosesc pompe centrifuge cu debite între 250–3 000 m³/h și cu presiuni de pînă la 200 m H₂O.

În unele cazuri se folosește apa prin recirculație (fig. XVII. 14). Instalațiile care folosesc recirculația apei se alimentează periodic cu o cantitate de apă suplimentară pentru compensarea pierderilor de apă datorită infiltrațiilor, evaporării etc.

Consumul de apă necesar pentru extragerea, spălarea și transportul diferitelor roci este dat în tabelul XVII.18.

După cum s-a menționat, apa din conducta de presiune ajunge la hidromonitor care o dirijează sub forma unui jet spre frontul de lucru.

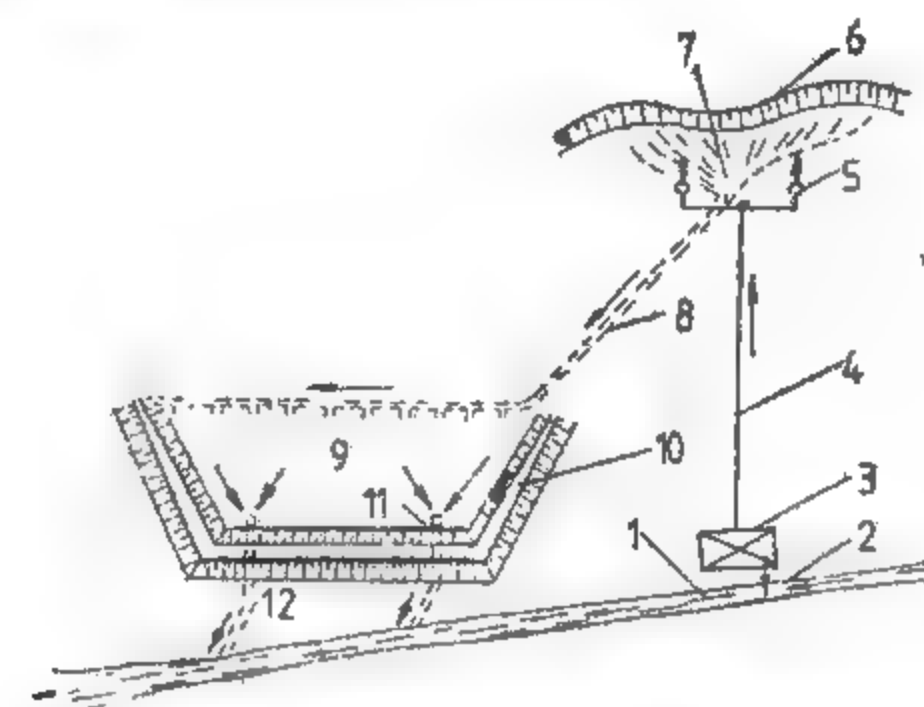


Fig. XVII.13. Instalație hidromecanizată alimentată direct cu apă pompată dintr-un râu:

1 – râu; 2 – priză de apă; 3 – casa pompelor; 4 – conductă de aducție; 5 – hidromonitoare; 6 – front de lucru; 7 – colectarea hidromasei; 8 – șanț de scurgere; 9 – bazin de decantare; 10 – diguri de pământ; 11 – tuburi de preaplin; 12 – canale de scurgere a apei.

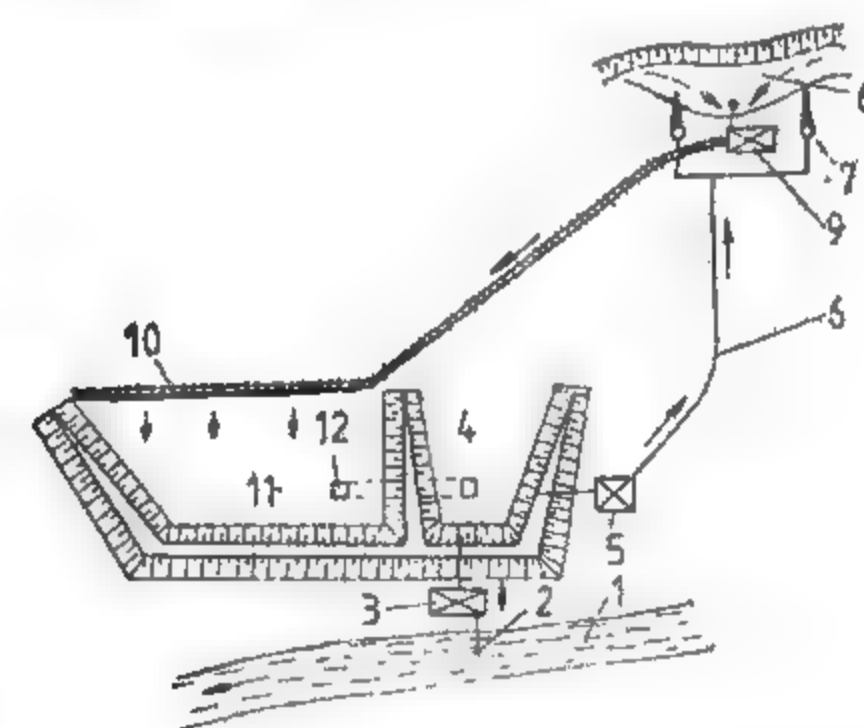


Fig. XVII.14. Instalație hidromecanizată cu apă prin recirculație:

1 – râu; 2 – priză de apă; 3 – casa pompelor; 4 – bazin de limpezire; 5 – pompă de presiune; 6 – conductă de aducție; 7 – hidromonitoare; 8 – front de lucru; 9 – pompă de nămol; 10 – conducte de nămol; 11 – bazin de pompare; 12 – tuburi de preaplin.

În cazul unui cărbune tare și compact, acesta trebuie în prealabil dislocat prin lucrări cu exploziv. Cărbunele antrenat de curentul de apă proiectat de hidromonitoare

Tabelul XVII.18

Consumul de apă pentru spălarea și transportul diferitelor roci

Felul materialelor	Presiunea necesară [m H ₂ O]	Consumul de apă [m ³ /m ³]		Panta minimă de scurgere [%]
		Spălare	Spălare și transport	
Nisip fin (0,15—0,5 mm)	25—35	3—5	5—6	0,03—0,045
Nisip mărunț (0,5—1 mm)	30—40	5—7	6—7	0,03—0,045
Nisip răunțos (1—1,5 mm)	35—45	6—10	10—12	0,04—0,050
Pietriș de riu	50—70	10—20	15—25	0,08—0,110
Pământ nisipos	40—60	4—6	5—6	0,02—0,03
Pământ ușor argilos	60—80	4—6	5—6	0,02
Pământ argilos	80—100	8—10	8—10	0,02
Loess	40—60	2—6	3—6	0,02
Argilă grasă	100—120	8—12	8—12	0,02
Argilă compactă	120—150	12—15	12—15	0,02

este dirijat spre o pompă de pulpă și transportat prin conducte de oțel cu diametrul de 300 mm la uzina de preparare.

Exploatarea hidrolică la zi a cărbunilor se poate aplica în special la cărbunii inferiori, deoarece în acest caz se poate efectua în același timp dislocarea cărbunelui, transportul lui și concentrarea pe cale umedă.

4.1.2. HIDROMECHANIZAREA APLICATĂ ÎN EXPLOATĂRI SUBTERANE

Procedeul de extragere și de transport hidromecanic a fost experimentat și aplicat pe scară industrială, cu rezultate bune, și în unele exploatări subterane de cărbuni și minereuri.

Față de consumul important de apă (minimum 300 m³/h), procedeul de extragere și transport hidromecanizat nu se poate folosi decât în regiunile care dispun de mari cantități de apă (din riuri, fluvii, lacuri etc.).

Pentru recuperarea unei părți din apa folosită pentru extragere și hidrotransport, se poate aplica, în cazul unor regiuni sărace în apă, procedeul hidrodinamic cu recircularea apei.

4.1.3. CARACTERISTICI TEHNICE PRINCIPALE ALE UTILAJULUI INSTALAȚIILOR HIDROMECHANICE

Hidromonitorul. Un hidromonitor bine calculat și construit trebuie: să producă un jet de apă continuu și compact; lungimea jetului de apă să fie suficient de mare; jetul de apă să poată fi dirijat cu ușurință în toată zona frontului de abataj.

Hidromonitoarele folosite în exploatările la zi sînt de două feluri: hidromonitoare cu bulon central și hidromonitoare cu rulment.

Hidromonitorul cu bulon central (fig. XVII.15). Este format dintr-o țevă de formă conică 1 fixată cu un capăt de cotul superior 3 prin articulația sferică 6, iar la celălalt capăt este prevăzută cu un ajutaj 7. Prin țevă se dirijează jetul de apă, iar pentru împiedicarea răsucirii lui, țeava are sudate în interiorul său trei nervuri longitudinale. Cotul superior 3 este prins de cotul inferior 2 care permite mișcarea în plan orizontal a țevii și, datorită articulației sferice 6, mișcarea în plan vertical a acesteia. Cu celălalt capăt, cotul inferior se leagă la conducta de apă sub presiune. Prin cotul inferior se face și fixarea hidromonitorului pe sania 9.

Cele două coturi sînt strînse între ele prin intermediul bulonului central 4. Articulația 5 dintre cotul inferior și cel superior dă posibilitatea rotirii complete de 360°, la toate tipurile de hidromonitoare.

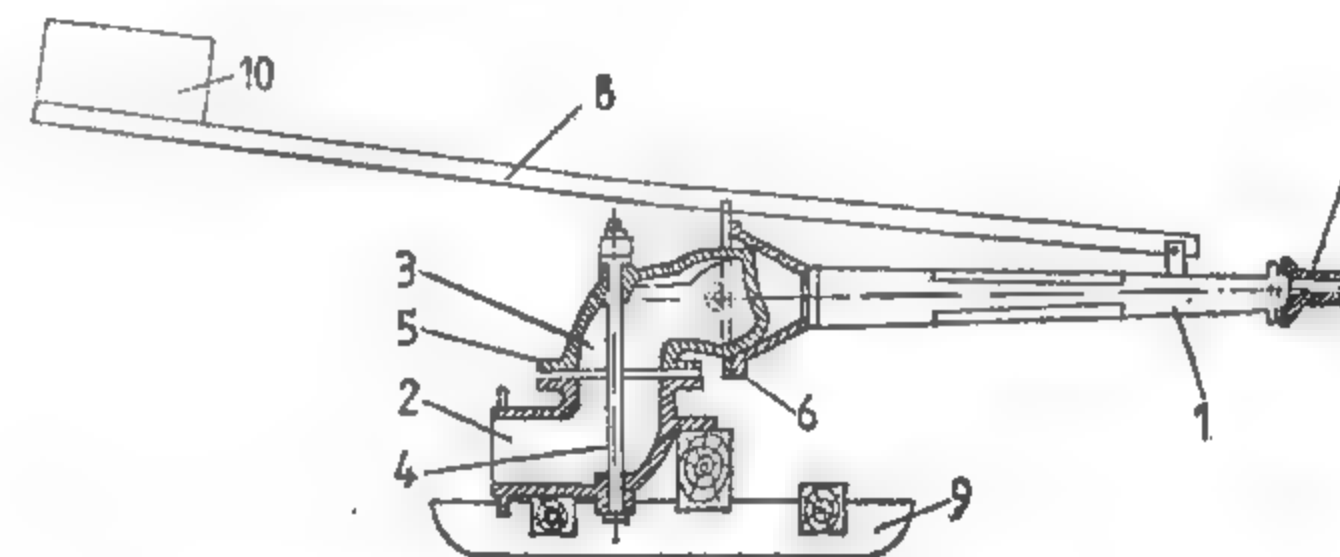


Fig. XVII.15. Hidromonitor cu bulon central.

Prin folosirea duzelor de diverse diametre se reglează debitul și presiunea de lucru a hidromonitoarelor. În mod obișnuit, diametrul duzei reprezintă 1/4—1/2 din diametrul gurii de intrare.

Dirijarea manuală a țevii hidromonitorului se face prin intermediul pîrghiei 8 care se fixează de țevă. Pentru echilibrarea țevii și ușurarea manevrării hidromonitorului, pe pîrghie se fixează contragreutatea 10.

La hidromonitoarele mari, rotirea țevii se face prin dispozitive speciale cu roți dințate acționate de electromotoare sau cu dispozitive hidraulice simple numite *deflectoare*.

Hidromonitorul cu rulment (fig. XVII.16). Se deosebește de hidromonitorul cu bulon central prin aceea că legătura între cele două coturi se face printr-o articulație specială cu rulmenți.

În tabelul XVII.19 sînt date caracteristicile constructive ale hidromonitoarelor.

Extragerea rocilor cu hidromonitorul se poate face în două moduri:

— de pe berma superioară a frontului de lucru, caz în care hidromonitorul lucrează de sus în jos;

— de pe berma inferioară a frontului de lucru, cînd hidromonitorul lucrează de jos de la baza frontului de lucru, procedeu folosit la exploatarea la zi a cărbunilor.

Pentru scurgerea pulpei, pe talpa frontului de lucru se execută șanțuri de scurgere sau jgheaburi.

Diametrul ajutorului se stabilește în funcție de presiunea și cantitatea de apă necesară a fi proiectată de către hidromonitor și se determină cu formula:

$$F = \frac{Q}{\mu \sqrt{2g \cdot H}} \quad [\text{m}^2]$$

care dă secțiunea ajutorului;

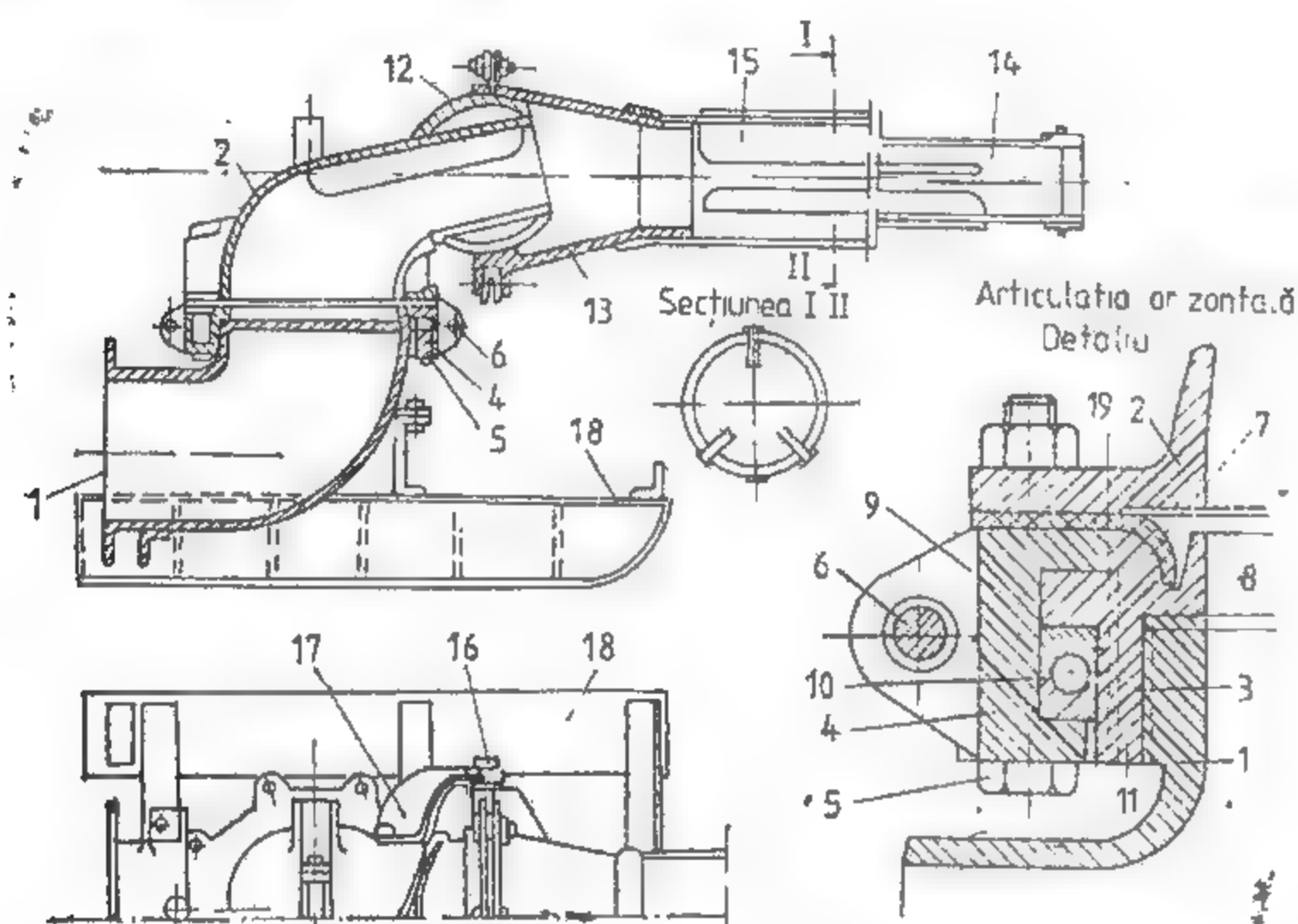


Fig. XVII.16. Hidromonitor cu rulment tip GM-2:

1 — cot inferior; 2 — cot superior; 3 — flanșă specială; 4 — rulment; 5-6 — buloane pentru prinderea rulmentului; 7-8 — garnituri de piele; 9 — inelele rulmentului; 10 — bilele rulmentului; 11 — gaură practică în flanșă; 12 — articulație sferică; 13 — capăt lărgit; 14 — țevă; 15 — nervuri; 16 — semi-axe; 17 — suport; 18 — sanie metalică; 19 — șanțuleț practicat în flanșă 3.

— viteza jetului de apă la ieșirea din ajutoraj se calculează cu formula:

$$v = \varphi \sqrt{2g \cdot H} \quad [\text{m/s}]$$

— cantitatea (debitul) de apă care iese din ajutoraj în unitatea de timp, se deduce cu formula:

$$Q = \mu \cdot F \sqrt{2g \cdot H}, \quad [\text{m}^3/\text{s}]$$

În formulele de mai sus s-a notat cu:

F — secțiunea ajutorului, m^2 ;

Q — debitul de apă ce trece prin ajutoraj, m^3/s (v. tabelul XVII.20);

v — viteza de ieșire a apei din ajutoraj, m/s ;

μ — coeficientul de debit al ajutorului: 0,90...0,94;

Tabelul XVII.19

Caracteristicile constructive ale hidromonitoarelor

Caracteristici	Tipul hidromonitorului					
	Cu bulon central	GM-2 cu piese de tablă presată	GM-2 cu piese de fontă recoaptă	GMN-250	GMN-250S	
Diametrul gurii de intrare, mm	228	250	250	250	250	250
Distanța de la flanșă la axa de rotație, mm	400	300	300	300	300	300
Lungimea țevii, mm	2300	2210	2210	2210	2283	2283
Diametrele duzelor de lucru (trusa), mm	50; 62,5; 75; 87,5; 100	50; 60; 75; 90; 100; 110	50; 65; 75; 90; 100; 110	50; 63,5; 76; 88,5; 102	52; 65; 75; 90; 105	52; 65; 75; 90; 105
Unghiul de ridicare și coborâre, grade	47°30' — în sus; 27°30' — în jos	32; 40; 48	32; 40; 48	32; 40; 48	32; 40; 48	32; 40; 48
Presiunea admisibilă, bar	12-15	12	12	12	12	12
Masa (cu sanie), kg	422	305	346	175	187	187

φ — coeficientul de viteză al apei în ajutoraj: 0,92...0,93;

g — accelerația gravitației: 9,82 m/s²;

H — presiunea apei în ajutoraj, m H₂O.

Tabelul XVII.20

Debitul de apă ce trece prin ajutoraj pentru $\mu = 0,90$, $\varphi = 0,93$ și pentru diferite presiuni

Presiunea efectivă	Viteza apei la ieșirea din ajutoraj [m/s]	Diametrul ajutorajului [mm]					
		50		75		102	
		l/s	m ³ /h	l/s	m ³ /h	l/s	m ³ /h
20	18,4	36	129	80	288	143	515
30	22,5	44	158	98	353	177	637
40	26,0	51	184	113	406	204	735
50	29,1	57	206	126	454	228	820
60	31,8	62,5	225	138	496	250	900
70	34,4	67,5	243	150	540	270	973
80	36,8	72	259	160	576	288	1038
90	39,0	76,5	275	170	612	306	1100
100	41,2	80,5	290	180	648	322	1160
125	46,0	90,5	326	200	720	361	1300
150	50,4	99,0	356	219	790	396	1425

Curba teoretică a jetului de apă este o parabolă a cărei lungime se poate determina cu relația:

$$l = \frac{v^2}{g} \sin 2\alpha \quad [\text{m}]$$

α fiind unghiul de înclinare al țevii hidromonitorului față de orizontală, în grade.

Ținând seama că $v = \varphi \sqrt{2g \cdot H}$, formula de mai sus devine:

$$l = 2\varphi^2 H \sin 2\alpha \quad [\text{m}]$$

Distanța maximă de aruncare a jetului de apă corespunde pentru $\alpha = 45^\circ$ și este:

$$l_{max} = 1,73H \quad [\text{m}]$$

Practica a arătat că jetul de apă păstrează o energie cinetică suficientă pentru a dezagrega rocile respectiv substanțele minerale utile pe o distanță de cel mult: $0,3l_{max}$. Aceasta trebuie să fie practic distanța optimă de așezare a hidromonitorului față de frontul de abataj.

În tabelul XVII.21 se indică distanța de azvîrlire teoretică a jetului de apă și distanța optimă de așezare a hidromonitorului în funcție de presiunea apei la ieșirea din ajutoraj.

Tabelul XVII.21

Distanța optimă de așezare a hidromonitorului în funcție de presiunea apei la ieșirea din ajutoraj

Presiunea apei în ajutoraj, m H ₂ O	20	30	40	50	60	70	80	90	100	120	150
Distanța optimă de așezare a hidromonitorului, m:	10,4	15,3	20,7	26,0	31,2	36,3	41,4	46,7	51,8	62,4	78,0

Pompele de apă. Pompele folosite în mod curent la instalațiile hidromecanice pentru obținerea de apă sub presiune sînt de tip centrifugal, cu una sau mai multe trepte (8—16 palete la rotor).

Puterea teoretică a pompei este:

$$N_t = Q \cdot H \quad [\text{kW sau CP}]$$

Puterea necesară la axul pompei este:

$$N = \frac{Q \cdot H}{75 \eta} \quad [\text{CP}] = \frac{0,736 Q \cdot H}{75 \eta} \quad [\text{kW}]$$

unde: Q este debitul pompei, l/s; H — presiunea, mH₂O; η — randamentul pompei: 0,83...0,92.

În hidromecanizare se folosesc pompe cu debite de 250—3 600 m³/h, pentru înălțimi de refulare de 24—200 m, cu puterea necesară la ax de 50—720 kW.

Pompele de pulpă (noroi). Sînt tipuri speciale de pompe centrifugale construite astfel încît să poată aspira și refula un amestec de apă cu părți solide de diferite roci (pulpă), conținînd bucăți de dimensiuni pînă la 150—200 mm.

Principiul de funcționare al pompei de pulpă este identic cu acela al pompelor centrifugale de apă, iar caracteristicile acestora privind puterea, debitul și presiunea, rămîn valabile și pentru pompele de pulpă.

Particularitățile caracteristice ale construcției pompelor de pulpă, față de cele de apă sînt:

— prezența unui blindaj special de protecție din alte aliaje dure pe suprafața rotorului, corpului interior al pompei și pe cămașa axului motor sau fabricarea acestora din oțeluri speciale;

— un număr mai redus de palete pe rotor (3—4 față de 8—16 la pompele de apă).

Debitul pompelor de pulpă și a presiunii de refulare se calculează cu formulele:

$$Q_1 = \frac{Q \cdot \gamma}{\gamma_1} \quad \text{și} \quad H_1 = \frac{H \cdot \gamma}{\gamma_1}$$

în care: Q este debitul pompei de pulpă la lucru cu apă, l/s;

Q_1 — debitul pompei de lucru cu pulpă, l/s;

H — presiunea pompei de pulpă la lucru cu apă, mH₂O;

H_1 — presiunea pompei de noroi la lucru cu pulpă, mH₂O;

γ — greutatea specifică a apei;

γ_1 — greutatea specifică a pulpei.

Greutatea specifică a pulpei γ_1 se determină cu formula:

$$\gamma_1 = \frac{\gamma_2 + n \cdot \gamma}{1 + n}$$

în care: γ_2 este greutatea specifică a terenului de extras (în masă compactă);
 n — numărul de părți de apă la 1 parte teren (în volum), iar $1/n$ este indicele pulpei (raportul între partea solidă și lichidă = 1/16... 1/12 pentru instalațiile de pulpă).

Hidroelevatoarele. Sînt aparate bazate pe principiul antrenării masei de pulpă printr-un curent suplimentar de apă sub presiune, care are o viteză mai mare decît aceea a curentului de pulpă. Transmiterea de energie a apei sub presiune se face direct, fără ajutorul vreunor mecanisme intermediare. Hidroelevatoarele funcționează deci pe principiul ejectoarelor cu curent de apă.

Debitul unui hidroelevator depinde de raportul sub care se prezintă dimensiunile ajutorului și ale camerei de amestec, de distanța între ele și de presiunea cu care iese apa din ajutor.

Hidroelevatoarele au un randament redus (0,05—0,25), ceea ce implică un mare consum de apă sub presiune. Ele se folosesc totuși în practică la hidrotransportul pulpei deoarece: 1) apa sub presiune este ieftină, la instalațiile care folosesc căderea naturală; 2) înălțimea de refulare a pulpei este relativ mică (5—10 m); 3) pot transporta bucăți mari de rocă (peste dimensiunile curente la pompele de pulpă).

Raportul dintre înălțimea de ridicare a pulpei cu hidroelevatoarele și mărimea presiunii din instalația hidraulică este de 1/5...1/10.

Conductele. Se deosebesc două categorii de conducte: a) pentru rețeaua de apă sub presiune, care alimentează hidromonitoarele și hidroelevatoarele; b) pentru rețeaua de pulpă.

Rețeaua de apă sub presiune constă din următoarele părți componente: linia magistrală care aduce apa de la stația de pompe sau de la rezervorul de alimentare, pînă la incinta exploatării la zi sau a șantierului de lucru; linia de distribuție a sectoarelor de lucru, care se leagă de la conducta magistrală; rețeaua de lucru a fronturilor de abataj, care reprezintă derivații din linia de distribuție și servește la alimentarea hidroelevatoarelor și hidromonitoarelor.

Linia magistrală este fixă și constă din tuburi metalice de oțel. Liniile de distribuție și de lucru sînt semi-fixe și constau din tuburi de oțel sudate sau trase.

Conductele de pulpă sînt confecționate din oțel de bună calitate pentru a rezista la uzură datorită părților solide din pulpă. Pe traseul lor, atunci cînd relieful este oarecum accidentat, se montează, la punctele superioare de schimbare a pantei, supape de aer, iar la cele inferioare, guri de purjare. Primele servesc la eliminarea pungilor de aer de pe traseul conductei, iar secunde, pentru evacuarea sterilului atunci cînd pompa de pulpă sau elevatorul ar înceta să funcționeze.

Diametrul interior al conductelor se determină cu formula:

$$d = \sqrt{\frac{4Q}{\pi \cdot v}} \quad [\text{m}]$$

în care: d este diametrul interior al conductei, m; Q — debitul de apă, m³/s;
 v — viteza de mișcare a apei în conductă, m/s (1,5—5,0 m/s).

Presiunea apei la ieșirea din hidromonitor sau hidroelevator (presiunea efectivă) este egală cu diferența dintre presiunea manometrică H_m înainte de hidromonitor respectiv hidroelevator și pierderile de presiune din hidromonitor respectiv hidroelevator H_h sau cu diferența dintre presiunea produsă de pompă (în cazul presiunii artificiale) H_p și pierderile de presiune pe conductă H_c și din hidromonitor respectiv hidroelevator, adică:

$$H = H_m - H_h \quad [\text{m}] \text{ sau } H = H_p - H_c - H_h \quad [\text{m}]$$

Valorile lui H_h se stabilesc prin încercări de către uzinele respective, iar cele ale lui H_c , cu ajutorul formulei:

$$H_c = 0,0014825 \frac{Q^2}{d^{5,33}} \quad [\text{m}]$$

în care: H_c reprezintă pierderile de presiune pe unitatea de lungime a conductei;

Q — debitul de apă al conductei, m³/s;

d — diametrul interior al conductei, m.

Hidrotransportul. Constă din deplasarea materialului steril (roci respectiv substanțe minerale utile) cu ajutorul unui curent de apă. Se deosebesc: hidrotransport fără presiune sau prin gravitație, în jgheaburi obișnuite sau cu șicane (sluișuri) sau canale: b) hidrotransport cu presiune, prin conducte speciale de pulpă, cu ajutorul pompelor de pulpă sau al hidroelevatoarelor.

Vitezele medii ale curentului de pulpă, necesare transportului prin gravitație al particulelor de rocă de diferite dimensiuni, sînt date în tabelul XVII.22.

Tabelul XVII.22

Vitezele medii ale curentului de pulpă (în jgheaburi și canale) pentru deplasarea particulelor de rocă de diferite dimensiuni

Diametrul particulei [mm]	Viteza medie a curentului de pulpă [m/s]	Diametrul particulei [mm]	Viteza medie a curentului de pulpă [m/s]
0,2	0,19	50	1,2
0,4	0,20	75	1,6
0,6	0,22	100	2,0
1,0	0,25	125	2,2
10,0	0,50	150	2,3
25,0	0,80	175	2,5

Înclinarea jgheaburilor cu șicane (sluișuri) la exploatările de aluviuni metalifere este de 0,03—0,15.

Consumul specific de apă (în m³) la 1 m³ de steril, la transportul prin gravitație, în jgheaburi, este dat în tabelul XVII.23.

La hidrotransportul cu presiune, pentru ca părțile solide să nu se depună în interiorul conductelor, viteza curentului de pulpă v trebuie să aibă anumite valori minime, care se pot calcula cu formula empirică: $v = 8 d \dots 10 d$ [m/s], d fiind diametrul interior al conductei, m.

Tabelul XVII.23

Consumul specific de apă la transportul prin gravitație în jgeaburi pentru diferite roci

Denumirea roci	m ³ de apă la 1 m ³ rocă
Teren vegetal	1...2
Teren argilos	1...3
Nisip mic	3...3,5
Argilă	4...5
Nisip cuarțos	4...5
Pietriș de riu mic	6...6
Pietriș de riu mare	6...8

Practica a stabilit că vitezele necesare de mișcare a pulpei în conducte, în funcție de natura rocilor transportate și de diametrul conductei, la o densitate maximă a pulpei, au valorile din tabelul XVII.24.

Tabelul XVII. 24

Viteza de circulație a pulpei în conducte (m/s)

Diametrul conductei de pulpă [m]	Roci argiloase	Nisip cu conținut de fracțiuni argiloase de la 30-70%	Nisip și pietriș cu conținut mic de fracțiuni argiloase
0,250	1,6	2,0	2,5
0,300	1,8	2,1	2,8
0,350	2,0	2,2	3,0
0,400	2,2	2,4	3,2
0,450	2,3	2,6	3,3
0,500	2,5	3,0	3,8
0,600	2,7	3,2	4,0

4.2. PROCEDEUL BAZAT PE ACȚIUNEA STATICĂ A APEI

Fenomenul măririi volumului apei prin înghețare a fost folosit în unele cariere de roci de construcție omogene și nefisurate (granite, calcare etc), pentru detașarea de blocuri de dimensiuni mari. Operația constă în executarea unor găuri de mină sau de sondă prealabile, apropiate, verticale și paralele cu suprafața liberă a blocului care

urmează a fi detașat. În aceste găuri se introduce apă, care prin înghețare își mărește volumul, exercitând astfel o presiune destul de mare asupra pereților respectivi pe care îi crapă. Găurile fiind situate la distanțe relativ mici, fisura produsă le străbate pe toate producând detașarea blocului.

4.3. PROCEDEUL BAZAT PE ACȚIUNEA DE DIZOLVARE A APEI

În substanțe minerale solubile în apă, cum sînt sarea gemă și sărurile de potasiu, se pot executa cu ajutorul apei, tăieturi și lucrări de deschidere (galerii, puțuri etc.), precum și lucrări de exploatare a zăcămintelor respective (a se vedea secțiunea Exploatare miniere în subteran).

XVIII. EXPLOZIVI MINIERI

Prof. dr. ing. DUMITRU FODOR

1. GENERALITĂȚI

1.1. SCURT ISTORIC

Evoluția explozivilor este strins legată de dezvoltarea industriei miniere. Cel mai vechi tip de exploziv a fost pulberea neagră descoperită cu multe secole în urmă pe teritoriul Chinei, și folosită pentru focuri de artificii. În secolul XI popoarele arabe utilizează pulberea neagră în scopuri militare, iar în tehnica minieră este semnalată în 1627, când pulberea neagră s-a folosit la săparea unei galerii în sudul Cehoslovaciei.

În 1831 englezul *William Bickford* fabrică fitilul cu miez de pulbere neagră, denumit ulterior fitil *Bickford*, folosit în operațiile de împușcare, iar în 1867 *Alfred Nobel* obține dinamita, asociind nitroglicerina cu un absorbant — kieselgurul — și capsele detonante cu ajutorul cărora asigură detonarea dinamitelor și folosirea lor în scopuri industriale.

În același an suedezii *Iohann Ohlsson* și *Iohann Norrbin* finalizează rețeta explozivilor pe bază de azotat de amoniu.

În 1877 prof. *Le Chatelier* și *Mallard*, descoperind proprietățile explozive ale amestecului metan-aer, propun rețeta explozivilor antrigrizutoși.

În 1935 cercetările efectuate în S.U.A. pun bazele unui nou sort de exploziv constituit din amestecul azotatului de amoniu cu diferite adaosuri carburante, cu denumirea de *Akromite*.

În țara noastră, cercetările efectuate au condus la folosirea explozivilor de siguranță antigrizutoși A.G.C. și A.G.S. și a explozivilor termorezistenți, TR-1. Pentru eliminarea unor rateuri ce pot surveni ca urmare a preparării necorespunzătoare, în cariere și în mine, a amestecurilor explozive simple (azotat de amoniu cu motorină), s-a trecut la fabricarea pe scară industrială a azotatului de amoniu tehnic poros, special pentru prepararea explozivilor, precum și la producția de serie a explozivului *Nitramon*, care prezintă o siguranță mărită în manipulare și utilizare.

Semnalăm, de asemenea, punerea la punct și fabricarea în țara noastră, în ultimii ani, a două tipuri de șlamuri explozive — Nitrogel 3 și Nitrogel G-80, folosite cu bune rezultate la extragerea rocilor tari în cariere.

1.2. NOȚIUNI ASUPRA EXPLOZIEI ȘI SUBSTANȚELOR EXPLOZIVE

Explozia reprezintă procesul de transformare chimică sau fizică extrem de rapidă a unor substanțe, însoțit de o transformare la fel de rapidă a energiei lor potențiale în lucru mecanic.

Lucrul mecanic este rezultatul creșterii volumului de gaze formate în momentul exploziei și creșterii instantanee a presiunii și temperaturii lor.

După caracterul și natura transformării substanței, exploziile pot fi:

- explozii fizice;
- explozii chimice;
- explozii nucleare.

Explozia fizică se caracterizează prin efectuarea unui lucru mecanic datorită modificării stării fizice a substanței, fără schimbarea structurii și compoziției chimice. De exemplu destinderea unui gaz aflat sub presiune etc.

Explozia chimică se caracterizează prin efectuarea unui lucru mecanic datorită transformării integrale a elementelor participante în reacție, cum este reacția de transformare chimică explozivă a nitroglicerinei:



Exploziile nucleare sînt caracterizate prin reacții în lanț, cu formarea unor elemente noi.

În etapa actuală în industria minieră se utilizează pe scară mare exploziile chimice.

1.3. SUBSTANȚE EXPLOZIVE

Sînt denumite *substanțe explozive* compuși chimici sau amestecul mai multor compuși chimici care, sub influența unui impuls exterior, pot suferi transformări chimice rapide cu degajare de căldură, formare de gaze puternic încălzite, capabile să efectueze un lucru mecanic.

După structura chimică, explozivii sînt încadrați în două grupe:

- explozivi pe bază de compuși chimici;
- explozivi pe bază de amestec a compușilor chimici.

În grupa explozivilor pe bază de compuși chimici sînt cuprinși:

- nitroderivați aromatici ca: trotilul (trinitrotoluol) $C_7H_5(NO_2)_3$, acidul picric (trinitrofenol) $C_6H_2(NO_2)_3OH$ etc.;
- nitroderivați alifatici, ca: hexogenul $C_3H_6N_6O_6$ ș.a.;
- esteri ai acidului azotic: nitroglicerina $C_3H_5(ONO_2)_3$ etc.;
- săruri ale acidului azotic, ca: azotatul de amoniu NH_4NO_3 , azotatul de sodiu $NaNO_3$ etc.;
- săruri ale acidului fulminic, fulminatul de mercur $Hg(CNO)_2$, sărurile acidului azothidric — azotura de plumb $Pb(N_3)_2$ etc.

Explozivii constituiți din amestecul compușilor chimici cuprind marea majoritate a explozivilor minieri: dinamita, astralita, explozivii de siguranță antigrizutoși ș.a.

Procesul exploziei ca și energia degajată se fundamentează pe reacțiile chimice de oxidare a elementelor carburante — carbonul și hidrogenul conținute în compoziția explozivilor, oxidarea efectuându-se cu ajutorul oxigenului conținut în molecula substanței explozive.

Exploziile sînt însoțite de un efect sonic foarte puternic, întrucît unda detonantă care se propagă prin masa explozivului se transmite mediului înconjurător sub formă de undă sonoră.

Din analizele transformărilor sau reacțiilor chimice care au loc se desprind următoarele particularități specifice ale substanțelor explozive:

— substanțele explozive sînt sisteme chimice foarte instabile, ceea ce favorizează producerea reacției explozive;

— în compoziția lor sînt cuprinse toate elementele necesare reacției chimice explozive și în primul rînd oxigenul care oxidează elementele carburante C și H;

— în timpul exploziei se degajă o cantitate mare de căldură;

— viteza mare cu care se propagă reacția explozivă permite obținerea lucrului mecanic la valori ridicate, într-un timp extrem de scurt.

Transformarea chimică a substanțelor explozive poate să decurgă sub trei forme: 1) *detonație*, 2) *transformare chimică lentă* și 3) *ardere*.

— Pentru detonație caracteristic este obținerea unei mari cantități de energie pe seama propagării undei detonante în masa explozivului cu o viteză de ordinul miilor de metri pe secundă și transformarea chimică tot atît de rapidă a substanței explozive.

— Transformarea chimică lentă reprezintă un proces care decurge la temperaturi mai joase față de temperatura de aprindere a explozivului.

— Arderea este un proces în cadrul căreia transformarea chimică se propagă pe seama transmiterii de căldură prin masa explozivului.

Pentru scopurile producției forma de transformare chimică necesară dislocării rocilor este detonația.

Explozivii industriali au în compoziția lor următoarele elemente componente:

Oxidant — substanțe cu un conținut de oxigen în exces, care în timpul exploziei se consumă pentru oxidarea elementelor carburante. În calitate de oxidanți se folosesc: azotatul de amoniu (NH_4NO_3), nitratul de potasiu (KNO_3), nitratul de sodiu (NaNO_3), cloratul de potasiu (KClO_3), percloratul de potasiu (KClO_4), percloratul de sodiu (NaClO_4).

Carburanți — componenți în stare lichidă sau solidă, bogăți în carbon și hidrogen, cum ar fi de exemplu praful de cărbune, rumegușul de lemn, pulberea de aluminiu, care se oxidează ușor și degajă în timpul reacției explozive cantități mari de căldură. Substanțele carburante sînt incluse în compoziția explozivilor cu scopul de a mări cantitatea de energie degajată în timpul exploziei.

Sensibilizatori — substanțe introduse în compoziția explozivilor pentru creșterea sensibilității lor față de preluarea și transmiterea detonației, cum sînt: nitroglicerina, nitroglicolul, hexogenul, trotilul ș.a.

Stabilizatori — substanțe introduse în compoziția explozivilor pentru asigurarea stabilității lor chimice și fizice, ca de ex. praful de cretă pentru dinamită și rumegușul de lemn pentru astralită.

Adăsur flegmatizoare — substanțe care reduc din sensibilitatea explozivilor față de acțiunile mecanice și asigură posibilitatea de manipulare și utilizare a explozivilor în condiții mai mari de securitate, ca: vaselina, parafina, talcul etc.

Substanțe inhibitoare — cuprinse numai în compoziția explozivilor de siguranță antigrizutoși, cu scopul de a coborî temperatura de explozie și a micșora probabilitatea aprinderii amestecului mentan-aer și a amestecului praf de cărbune-aer din minele grizu-taose. Astfel de substanțe sînt: clorura de sodiu, clorura de amoniu, clorura de potasiu etc.

1.4. REACȚII CHIMICE EXPLOZIVE, BILANȚUL DE OXIGEN ȘI TOXICITATEA GAZELOR DE EXPLOZIE

În urma reacției chimice explozive rezultă o cantitate mare de gaze ca: CO_2 , H_2O , CO , N , NO_2 , N_2O_4 , S , H_2S și SO_2 denumite *produse sau gaze de explozie*.

Gradul de pericolozitate a explozivilor din punct de vedere al formării gazelor toxice în timpul exploziei se stabilește cu ajutorul bilanțului de oxigen.

Bilanțul de oxigen al unei substanțe explozive reprezintă indicele cantității de oxigen aflat în compoziția explozivului, față de cantitatea necesară pentru oxidarea completă a tuturor elementelor carburante, incluse în compoziția explozivului.

În funcție de cantitatea de oxigen conținută de substanța explozivă, bilanțul de oxigen poate fi: egal cu zero, pozitiv sau negativ.

Bilanțul de oxigen se consideră egal cu zero, atunci cînd cantitatea de oxigen din compoziția substanței explozive este egală cu cantitatea de oxigen necesară oxidării complete a elementelor carburante din substanțele explozive date. În urma reacției explozive se formează CO_2 + apă și o degajare de azot liber.

Atunci cînd bilanțul de oxigen este negativ, ca în cazul trotilului, oxidarea este incompletă și reacția decurge cu formare de oxid de carbon toxic și uneori cu degajare de carbon elementar.

Substanța explozivă are un bilanț pozitiv atunci cînd cantitatea de oxigen din compoziția acesteia este în exces. Reacția decurge cu degajare de oxigen liber ca în cazul nitroglicerinei.

Calculul tuturor explozivilor moderni se face pentru bilanțul de oxigen nul sau puțin pozitiv, asigurînd astfel un efect maxim al exploziei și formarea unei cantități minime de gaze toxice (CO , NO_2 și NO) în produsele de explozie. Valorile numerice ale bilanțului de oxigen pentru diferite substanțe explozive și pentru cîteva substanțe carburante care intră în compoziția explozivilor sînt date în tabelul XVIII.1.

În urma exploziei, se degajă în atmosfera minei gaze — oxid și bioxid de carbon, azot, hidrogen sulfurat, bioxid de sulf, vapori de apă și mercur etc., care au diferite grade de toxicitate.

În calculele care se fac se include suma gazelor toxice, ținînd seama de gradul lor de toxicitate, motiv pentru care se apelează la așa numitul *oxid de carbon convențional*, care reprezintă de fapt recalcularea toxicității gazelor în raport cu toxicitatea oxidului de carbon luat ca etalon de comparație, după următoarea ecuație:

$$\text{CO} = x \cdot \text{CO} + 4,2 \cdot y \cdot \text{NO}_2 + 5,7 \cdot z \cdot \text{SO}_2 + 3,0 \cdot u \cdot \text{H}_2\text{S}$$

în care: x , y , z și u reprezintă cantitățile moleculelor de gaze în produsele de explozie;

4,2; 5,7; 3,0 — coeficienți care indică toxicitatea gazelor respective în comparație cu oxidul de carbon.

Normativele în vigoare din țara noastră admit folosirea în subteran numai a acelor explozivi care dezvoltă gaze toxice recalculate în CO convențional de maximum:

60 l/kg exploziv, în minele de minereuri;

50 l/kg exploziv, în minele de cărbuni;

30 l/kg exploziv, în minele de sare.

Tabelul XVIII.1

Bilanțul de oxigen al unor substanțe

Denumirea substanței	Valoarea bilanțului de oxigen în raport cu greutatea moleculară a substanței [%]
Azotat de amoniu	+ 20
Nitroglicerină	+ 3,5
Dinamită obișnuită cu 62% nitroglicerină	+ 3,4
Dinamită cu 62% greu congelabilă	+ 1,8
Then	- 10,1
Fulminat de mercur	- 11,3
Hexogen	- 21,6
Nitroceluloză	- 33,5
Acid picric	- 45,4
Tetrit	- 47,4
Teneres	- 56,0
Trotil	- 74,0
Hirtie	- 116,1
Făină de lemn	- 125,0
Coji de semințe de bumbac	- 132,3
Dinitronaftalină	- 139,4
Turtă de coji de semințe de bumbac	- 151,2
Turbă	- 153,0
Stuf	- 154,5
Asfaltit	- 329,0
Parafină	- 345,4

Determinarea gazelor nocive rezultate prin explozie se efectuează în camere speciale cu un volum de circa 6 m³, în care se explodează încărcătura de exploziv. Aceasta este introdusă în tuburi de oțel burate la capete pentru a da posibilitatea explozivilor să efectueze un lucru mecanic. Imediat după explozie se colectează probe de gaze în vederea determinării calității și cantității de gaze nocive.

1.5. NOȚIUNI DE BAZĂ ASUPRA DETONAȚIEI SUBSTANȚELOR EXPLOZIVE

Reacțiile chimice ce se propagă prin masa explozivului cu diferite viteze sunt denumite *reacție de ardere*, *transformare chimică lentă* sau *detonație*.

Cea mai mare importanță o prezintă detonația, întrucât numai sub această formă de propagare a reacției chimice se dezvoltă energia explozivă maximă.

Procesul de propagare a detonației prin masa explozivului este explicat mai corect de *teoria hidrodinamică a detonației*.

Detonația are loc în zona reacțiilor chimice intense fiind provocată de acțiunea unei unde dinamice de șoc care se propagă prin masa explozivului cu o viteză de ordinul miilor de metri pe secundă. Unda dinamică de șoc pătrunde în masa explozivului sub impulsul de inițiere pe care-l dezvoltă explozia capsei detonante, încălzește primele straturi de exploziv la temperaturi foarte ridicate și provoacă la rândul său începerea sau inițierea unei noi reacții explozive. În felul acesta, energia produsă de reacția chimică explozivă a primelor straturi de exploziv provoacă în continuare o acțiune analogă celei produse de capsă detonantă, determinând în acest mod propagarea reacțiilor chimice și a unei dinamice de șoc. Atât produsele de explozie cât și unda dinamică sunt transmise particulelor alăturate sub formă de *șocuri* sau *impulsuri dinamice*.

Caracteristic procesului de detonație este faptul că în orice fracțiune de timp, în reacție participă un strat foarte subțire din masa explozivului, sub acțiunea presiunii unei de șoc. Temperatura foarte ridicată ca și întreaga cantitate de energie degajată pe seama reacțiilor chimice întrețin viteza de propagare și amplitudinea unei dinamice de șoc.

Frontul reacțiilor chimice explozive împreună cu frontul unei de șoc formează zona cunoscută sub denumirea de *undă detonantă* sau *frontul unei detonante*.

Parametrii unei detonante sunt: *viteza de detonație*, *viteza de propagare a produselor de detonație* care se formează în spatele unei detonante, *presiunea în frontul unei detonante*, *densitatea produselor de explozie* și *temperatura*. Dintre acestea, viteza de detonație este cea mai importantă, iar valoarea ei este în funcție de caracteristicile energetice ale explozivului.

În tabelul XVIII.2 sunt redați parametrii detonației pentru unele substanțe explozive.

Tabelul XVIII.2

Parametrii detonației pentru unele substanțe explozive

Substanța explozivă	Densitatea S.E. [g/cm ³]	Viteza de detonație [km/s]	Viteza de propagare a produselor de detonație [km/s]	Densitatea produselor de detonație [g/cm ³]	Presiunea în frontul unei detonante	
					kgf/cm ²	N/cm ²
Nitroglicerină	1,6	8,4	2,1	2,12	3 · 10 ⁵	9,8 · 3 · 10 ⁵
Hexogen	1,69	8,34	2,08	2,24	3 · 10 ⁵	9,8 · 3 · 10 ⁵
Tetrit	1,63	7,41	1,87	2,16	24 · 10 ⁴	9,8 · 24 · 10 ⁴
Trotil	1,6	7	1,75	2,12	2 · 10 ⁵	9,8 · 2 · 10 ⁵
Astralită	1,0	4,8	1,2	1,33	59 · 10 ³	9,8 · 59 · 10 ³

Determinarea vitezei de detonație. Pe cale experimentală există mai multe procedee de determinare a vitezei de detonație. Dintre acestea mai folosite sunt:

- procedeul bazat pe folosirea unei coloane explozive și
- procedeul comparativ.

În primul caz se introduc, transversal și perpendicular pe axa coloanei explozive, două sau mai multe fire metalice (sonde) plasate la anumite distanțe unele de altele.

Prin explozia coloanei de exploziv cu ajutorul unei capse detonante, unda explozivă rupe firele sau sondele respective. Se măsoară cu ajutorul unui milisecundometru timpul (t) în care s-a produs ruperea firelor. Cunoscându-se distanța (s) între fire, se determină viteza de detonație cu relația:

$$v = \frac{s}{t} \text{ [m/s]}$$

În al doilea caz — determinarea vitezei de detonație se face prin compararea cu un exploziv a cărui viteză de detonație este cunoscută.

1.6. FACTORII CARE INFLUENȚEAZĂ VITEZA ȘI STABILITATEA DETONAȚIEI

Detonația explozivilor decurge de obicei cu o viteză constantă pentru fiecare tip de exploziv. Odată cu schimbarea granulometriei elementelor componente, diametrului și densității cartușului, rezistenței învelișului ș.a. viteza și stabilitatea detonației se modifică. Pe aceste considerente cunoașterea gradului de influență a fiecăruia din factorii menționați asupra stabilității detonației are o importanță deosebită pentru desfășurarea lucrărilor de împușcare cu o eficiență și securitate maximă.

Diametrul și învelișul cartușului. Studiile și experimentările făcute pentru o densitate oarecare a explozivului au arătat că începând de la o anumită valoare a diametrului — denumit *diametru limită* (d_l) — viteza de detonație rămâne constantă, iar dacă pentru aceeași încărcătură explozivă se alege un diametru mai mic decât diametrul limită, viteza de detonație se reduce, și pentru valori mai mici ale diametrului — denumit *diametru critic* (d_c) — detonația devine instabilă (fig. XVIII.1).

Corelația dintre viteza de detonație (v) și diametrul încărcăturii (d) este dată de relația:

$$v = v_i \left(1 - \frac{a}{d} \right)$$

în care: a este lățimea zonei reacției chimice explozive;

v_i — viteza ideală de detonație.

Din relația de mai sus rezultă că odată cu creșterea diametrului încărcăturii (d) crește și viteza de detonație (v) și se apropie în mod asimptotic de o valoare maximă (v_i) (fig. XVIII.1).

Valorile diametrului critic (d_c) și diametrului limită (d_l) pot fi mult reduse dacă încărcătura explozivă este prevăzută cu un înveliș, care contribuie atât la creșterea timpului de împrăștiere radială a produselor detonației din zona de reacție, cât și la reducerea vitezei undei de destindere radială.

Densitatea substanțelor explozive. Aceasta influențează în mod diferit atât valoarea diametrului critic cât și viteza de detonație. Pentru explozivi constituiți dintr-un singur

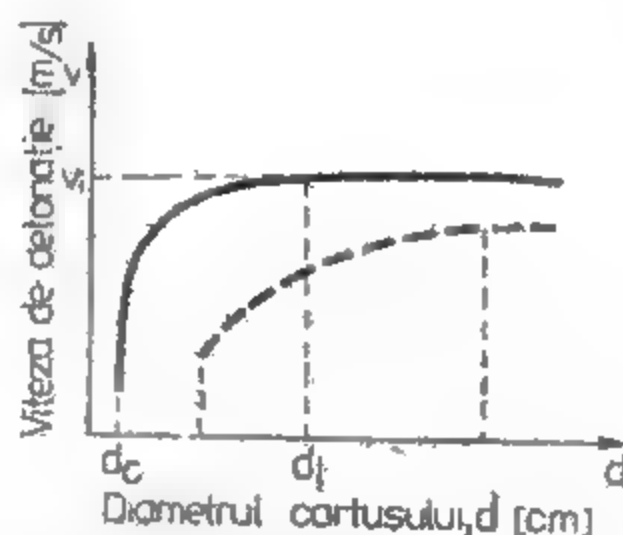


Fig. XVIII.1. Influența diametrului încărcăturii de exploziv asupra vitezei de detonație.

component (trotil, hexogen, then ș.a.) creșterea densității determină reducerea diametrului critic.

Pentru explozivi pe bază de amestecuri, cum este astralita, creșterea densității determină pentru început reducerea diametrului critic (d_c) și apoi creșterea acestuia.

O corelație similară există și între densitatea explozivilor și viteza de detonație.

În practică se folosesc curent noțiunile de *densitate de încărcătură* și *densitate de încărcare*.

Densitatea de încărcătură reprezintă raportul dintre masa explozivului și volumul ocupat de acesta, ținându-se seama de porozitatea care trebuie să se respecte în tehnologiile de fabricare a cartușelor explozive.

Densitatea de încărcare este raportul dintre greutatea substanței explozive și volumul camerei de încărcare (gaură de mină, gaură de sondă). Densitatea de încărcare se exprimă în g/cm^3 sau în t/m^3 .

În practică o mare importanță o are, de asemenea, *coeficientul de încărcare*, care este o valoare adimensională și reprezintă gradul de umplere a găurii de mină, găurii de sondă, camerei etc. cu o substanță explozivă, prin care se înțelege raportul dintre volumul încărcăturii și volumul camerei de încărcare. Valoarea numerică a acestui coeficient este subunitară.

Viteza de detonație mai este influențată de: *umiditate, puterea impulsului și finețea de măcinare a elementelor componente*;

— umiditatea mărită a explozivului, în mod deosebit la explozivi higroscopici, reduce viteza de detonație, iar la valori ridicate conduce la deflagrare sau raten;

— puterea impulsului inițial dacă este mai mică decât cea necesară, conduce de asemenea la deflagrare sau raten;

— cu cât finețea de măcinare este mai mare și cu cât amestecul este mai perfect, cu atât viteza de detonație este mai mare și invers.

2. CARACTERISTICILE TERMODINAMICE ȘI VERIFICAREA EXPLOZIVILOR

2.1. CARACTERISTICILE TERMODINAMICE ALE EXPLOZIVILOR

Principalele caracteristici termodinamice ale explozivilor, denumite *caracteristici energetice*, se referă în esență la aprecierea capacității energetice a exploziei considerată ca unul din principalele criterii de comparație a calității explozivilor industriali. Aceste caracteristici sînt: căldura de explozie, temperatura de explozie, presiunea de explozie, presiunea de detonație, potențialul explozivului și brizanta.

2.1.1. CĂLDURA DE EXPLOZIE

Este denumită cantitatea de energie termică pe care o degajă 1 kg sau 1 moleculă de substanță explozivă.

Căldura de explozie poate fi determinată pe cale teoretică sau experimentală. În calitate de condiție standard se adoptă temperatura de 0°C sau 18°C și presiunea de 1 kgf/cm² (daN/cm²).

Calculul căldurii de explozie se bazează pe *legea lui Hess* potrivit căreia, efectul termic rezultat în urma transformării sistemului depinde numai de starea lui inițială și finală:

$$Q_{E1} + Q_{E2} = Q_{E3}$$

unde:

Q_{E1} este căldura formării explozivului la volum constant, kcal/g·mol; (tabelul XVIII.3);

Q_{E2} — căldura de explozie, kcal/g·mol sau kJ/g·mol;

Q_{E3} — căldura produselor exploziei, kcal/g·mol.

În consecință căldura de explozie va fi:

$$Q_{E2} = Q_{E3} - Q_{E1} \quad [\text{kcal/g·mol}] \text{ sau } [\text{kJ/g·mol}]$$

Tabelul XVIII.3

Căldura de formare a substanțelor explozive și accesorii la volum constant

Substanța	Formula chimică	Greutatea moleculară [kgf/k mol]	Bilanțul de oxigen	Căldura de formare	
				kcal/g·mol	kJ/g·mol
Azotat de amoniu	NH ₄ NO ₃	80	+ 20	84,75	355
Azotat de sodiu	NaNO ₃	85	+ 47,1	111,7	453
Azotat de potasiu	KNO ₃	101	+ 39,6	93,2	490
Clorat de potasiu	KClO ₃	122	+ 39,2	93,2	—
Trotil	C ₇ H ₅ (NO ₂) ₃	227	— 74	17,5	56
Tertirl	C ₈ H ₂ (NO ₂) ₄ NCH ₃	287	— 47	— 9,91	— 41
Hexogen	C ₃ H ₆ N ₆ O ₆	222	— 21,6	— 20,86	— 87
Nitroglicerina	C ₃ H ₅ (ONO ₂) ₃	222	+ 3,5	83,7	350
Nitroglicol	C ₂ H ₄ (ONO ₂) ₂	152	0	55,7	—
Celuloză	C ₁₀ H ₆ O ₆	162	— 118,5	226	964
Făină de lemn	C ₁₅ H ₂₂ O ₁₀	362	— 137	—	2007
Apă	H ₂ O	18	0	57,8	282
Bioxid de carbon	CO ₂	44	—	94,5	393
Oxid de carbon	CO	28	— 57	27,2	113
Oxid de azot	NO	30	+ 53	— 21	— 90
Bioxid de azot	N ₂ O ₄	92	+ 69	—	— 12
Metan	CH ₄	16	— 399	—	74
Oxid de aluminiu	Al ₂ O ₃	102	0	98,1	1668
Oxid de calciu	CaO	56	0	150	631
Carbonat de sodiu	NaCO ₃	106	0	—	1127
Clorură de potasiu	KCl	74,5	0	—	436
Clorură de sodiu	NaCl	58,5	0	—	410

Calculul cantității de căldură pe care o poate dezvolta explozia 1 kg de substanță explozivă se efectuează în final cu ajutorul relației:

$$Q'_{E2} = \frac{Q_{E2} \cdot 1000}{M} \quad [\text{kcal/kg}] \text{ sau } [\text{kJ/kg}]$$

în care: M este greutatea moleculară a explozivului.

Pe cale experimentală, căldura de explozie se determină cu ajutorul unui calorimetru de construcție adecvată.

Exemplu de calcul. Să se determine căldura de explozie a nitroglicolului, pentru care reacția chimică de transformare este următoarea:



Potrivit relației de mai sus, căldura de explozie a nitroglicolului va fi:

$$Q_{E2} - 2Q_{\text{CO}_2} + 2Q_{\text{H}_2\text{O}} = Q_{\text{NIT}}$$

Q_{NIT} fiind căldura formării nitroglicolului: 55,7 kcal/g·mol = 233 kJ/g·mol.

Introducând valorile căldurii de formare a produselor de explozie și a nitroglicolului (tabelul XVIII.3) în relația de mai sus, se obține:

$$Q_{E2} - 2 \cdot 94,51 + 2 \cdot 57,8 - 55,7 = 248,25 \text{ kcal/g·mol} = 1037 \text{ kJ/g·mol}$$

$$Q'_{E2} = \frac{248,25 \cdot 1000}{152} = 1630 \text{ kcal/kg} = 6818 \text{ kJ/kg.}$$

2.1.2. TEMPERATURA DE EXPLOZIE

Reprezintă temperatura maximă până la care pot fi încălzite produsele de explozie. Stabilirea pe cale experimentală a temperaturii produselor de explozie se poate face cu ajutorul analizelor spectrale. Teoretic însă se poate determina temperatura de explozie prin calcul, dacă se cunoaște reacția chimică după care are loc descompunerea explozivului.

Temperatura gazelor de explozie se calculează cu relația:

$$t = \frac{Q_E}{C_v}$$

în care:

Q_E este căldura de explozie, kcal/g·mol;

C_v — căldura specifică a produselor de explozie la volum constant.

$$C_v = a + b \cdot t \quad [\text{kcal/mol} \cdot ^\circ\text{C}]$$

unde:

a este valoarea căldurii specifice a gazelor la $t = 0^\circ\text{C}$;

b — coeficient care ține seama de creșterea căldurii specifice a gazelor odată cu creșterea temperaturii.

Înlocuind pe C_p în relația de mai sus, se obține ecuația:

$$t = \frac{Q_E}{a + bt} \quad \text{respectiv: } bt^2 + at - Q_E = 0$$

de unde:

$$t = \frac{-a + \sqrt{a^2 + 4bQ_E}}{2b}$$

Căldura specifică a citorva gaze în funcție de temperatură (cal/mol·°C) se poate determina cu formulele:

- pentru gaze biatomice (CO): $4,8 + 4,3 \cdot 10^{-4} t$;
- pentru gaze triatomice (NO₂): $7,2 + 4,5 \cdot 10^{-4} t$;
- pentru gaze poliatomice (NH₃): $10 + 4,5 \cdot 10^{-4} t$;
- pentru vapori de apă (H₂O): $4,0 + 21,5 \cdot 10^{-4} t$;
- pentru bioxidul de carbon (CO₂): $9,0 + 5,8 \cdot 10^{-4} t$.

În vederea determinării căldurii specifice a gazelor de explozie, se însumează căldura specifică degajată de fiecare gaz în parte, după care se obține valoarea celor doi parametri a și b .

Exemplu de calcul. Să se determine temperatura de explozie a trotilului a cărui reacție chimică explozivă este:



- Căldura de explozie a trotilului este de 223,6 kcal/g. mol.
- Căldura specifică medie a produselor de explozie pentru CO și N₂:

$$C_p = 5(4,8 + 0,00043 t) = 24,0 + 0,0023 t, \text{ cal/mol} \cdot ^\circ\text{C}.$$

- Căldura specifică medie pentru H₂O:

$$C_p = 2,5 (4,0 + 0,00215 t) = 10,0 + 0,0054 t, \text{ cal/mol} \cdot ^\circ\text{C}.$$

- Căldura specifică medie pentru C:

$$C_p = 3,5 \cdot 6,4 = 22,4 \text{ cal/mol} \cdot ^\circ\text{C}.$$

Însumând valorile reșita din calcul se obține căldura specifică pentru produsele de explozie a trotilului.

$$\Sigma C_p = 56,4 + 0,0077 t$$

În consecință, $a = 56,4$; $b = 0,0077$.

Introducând valorile lui a și b se obține temperatura gazelor de explozie.

$$t = \frac{-56,4 + \sqrt{56,4^2 + 4 \cdot 0,0077 \cdot 223,6 \cdot 1000}}{2 \cdot 0,0077} = 3000^\circ\text{C}.$$

2.1.3. VOLUMUL PRODUSELOR DE EXPLOZIE

Cu cît volumul de gaze rezultate în urma exploziei este mai mare cu atît transformarea energiei explozivului în lucru mecanic este mai mare.

Volumul gazelor de explozie se determină pe cale experimentală, iar teoretic pe baza legii lui Avogadro.

Tabelul XVIII. 4

Valorile parametrilor termodinamiei

Tipul explosivului	Reacția de transformare explozivă	Volum de gaze [l/kg]	Tempe- ratură de explozie [°C]	Căldura de explozie	
				kcal/kg	kJ/kg
Nitroglicerină	$4 C_3H_5(ONO_2)_3 = 12 CO_2 + 10 H_2O + 6 N_2 + O_2$	715	4100	1560	6520
Nitroglicol	$C_2H_4(ONO_2)_2 = 2 CO_2 + 2 H_2O + N_2$	738	4200	1700	7106
Trotil	$2 C_7H_5(NO_3)_3 = 5 H_2O + 7 CO + 7 C + 3 N_2$	750	2950	1010	4222
Azotat de amoniu	$2 NH_4NO_3 = 4 H_2O + 2 N_2 + O_2$	980	1950	375	1567
Dinitronaftalină	$C_{10}H_6(NO_2)_2 = CO + 3 H_2O + 3 N_2 + 9 C$	750	2400	596	2491
Hexogen	$C_3H_6N_6O_6 = 3 H_2O + 3 CO + 3 N_2$	890	3800	1300	5434
Ten	$C_5H_8(ONO_2)_4 = 4 H_2O + 3 CO_2 + 2 CO + 2 N_2$	790	4000	1420	5436
Tetrit	$2 C_6H_5(NO_2)_4NCH_3 = 5 H_2O + 6 CO + 8 C + 5 N_2$	740	3900	1163	4861
Astralită	$C_7H_5(NO_3)_3 + 10,5 NH_4NO_3 = 23,5 H_2O + 7 CO_2 + 12 N_2$	896	2680	940	3929

Potrivit legii lui *Avogadro*, gazele de explozie aduse în condiții normale de temperatură și presiune (temperatura 0°C sau 273 K și presiunea de 760 mm Hg) dispun de același volum molecular — 22,4 m³/kmol.

Volumul de gaze format de explozia 1 kmol dintr-o substanță explozivă oarecare va fi:

$$V_0 = 22,4 \sum n$$

unde:

n este suma cantităților de molecule gram pentru gazele de explozie.

Volumul de gaze dat de explozia a 1 kg de substanță explozivă, denumit și *volum specific*, se determină cu relația:

$$V'_0 = \frac{22,4(n_1 + n_2 + \dots + n_n)1000}{m_1M_1 + m_2M_2 + \dots + m_nM_n} \quad [\text{dm}^3/\text{kg}]$$

în care

n_1, n_2, n_3 — reprezintă cantitatea moleculelor-gram aferente produselor de explozie (tabelul XVIII.4);

m_1, m_2, m_3 — cantitățile moleculelor-gram aferente părților componente ale explozivului (tabelul XVIII.4);

M_1, M_2, M_3 — greutatea moleculară a elementelor componente din masa explozivului (tabelul XVIII.3).

Exemplu de calcul. Să se calculeze volumul produselor de explozie rezultate la explozia 1 kg de astralită. Reacția chimică de transformare explozivă pentru astralită este următoarea:



$$V'_0 = \frac{22,4(23,5 + 7 + 12) \cdot 1000}{1 \cdot 227 + 10,5 \cdot 80} = 896 \text{ dm}^3/\text{kg}$$

2.1.4. PRESIUNEA GAZELOR DE EXPLOZIE

Presiunea de explozie este presiunea pe care gazele rezultate din descompunerea unei substanțe explozive o exercită asupra pereților golului în care are loc explozia.

Ea se poate determina cunoscând volumul gazelor de explozie, temperatura absolută a gazelor de explozie și densitatea de încărcare a explozivului, după relația:

$$P = \frac{P_0 \cdot V_0 \cdot T \cdot \Delta}{273(1 - 0,001 \cdot V_0 \cdot \Delta)} \quad [\text{kgf/cm}^2] \text{ sau } [\text{daN/cm}^2]$$

în care:

P_0 este presiunea corespunzătoare stării normale, fizice; $P_0 = 1,0333 \text{ kgf/cm}^2 = 760 \text{ mm Hg}$;

V_0 — volumul gazelor de explozie la temperatura de 0°C și presiunea de 760 mm Hg;

T — temperatura absolută a gazelor de explozie (grade Kelvin);

Δ — densitatea de încărcare a unei găuri de mină, g/cm³;

$$\Delta = \frac{G}{V} \quad [\text{g/cm}^3]$$

unde: G este greutatea explozivului;

V — volumul găurii de mină.

Exemplu de calcul. Să se determine presiunea gazelor de explozie a trotilului, ținând seama de faptul că 1 kg de trotil degajă 750 l gaze, cu o temperatură de 2950°C.

— Presiunea gazelor de explozie pentru densitatea de încărcare $\Delta = 0,8 \text{ g/cm}^3$,

$$P = \frac{1,0333 \cdot 750 \cdot 2950 \cdot 0,8}{273(1 - 750 \cdot 0,001 \cdot 0,8)} = 16750 \text{ kgf/cm}^2 = 164317 \text{ N/cm}^2$$

— Pentru densitatea de încărcare $\Delta = 1,1 \text{ g/cm}^3$,

$$P = \frac{1,0333 \cdot 750 \cdot 2950 \cdot 1,1}{273(1 - 750 \cdot 0,001 \cdot 0,8)} = 56000 \text{ kgf/cm}^2 = 549360 \text{ N/cm}^2$$

Se observă că odată cu creșterea densității de încărcare cu aproape 40%, presiunea gazelor de explozie crește de aproape 3 ori.

Presiunea gazelor de explozie mai poate fi calculată cu relațiile:

$$P = \frac{f \cdot \Delta}{1 - \alpha \cdot \Delta} \quad [\text{kgf/cm}^2]$$

unde: $f = \frac{n}{G} \cdot 0,0848(273 + t) \left[\text{kgf/cm}^2 \cdot \frac{\text{dm}^3}{\text{kgf}} \right]$ sau $\left[\text{at} \cdot \frac{\text{dm}^3}{\text{kgf}} \right]$ este forța explozivă;

t — temperatura de explozie.

$$\alpha = \frac{n}{G} \cdot \frac{22,42}{1000} \quad [\text{l/kg}]$$

Fiecare exploziv are anumite valori pentru α . Pentru explozivii cu bază de azotat de amoniu $\alpha = 0,8 \dots 0,95 \text{ dm}^3/\text{kgf}$

n — numărul de molecule gazoase. 1 Moleculă gazoasă este cantitatea de gaz care ocupă volumul de 22,42 l la temperatura de 0°C și presiunea de 760 Hg.

Cu această relație se obțin date destul de exacte pentru explozivii obișnuiți.

2.1.5. FORȚA EXPLOZIVĂ SAU PRESIUNEA SPECIFICĂ DE EXPLOZIE

Forța explozivă sau presiunea specifică de explozie este presiunea exercitată de gazele rezultate din explozia a 1 kg de exploziv într-un spațiu închis de 1 l (dm³) capacitate (energia specifică a substanței explozive).

Considerind formula simplificată a gazelor perfecte :

$$P(V - V_0) = n \cdot R (273 + t^\circ)$$

forța explozivă f are prin definiție valoarea dată de expresia :

$$f = n \cdot R (273^\circ + t^\circ) = n \cdot 0,0848 (273^\circ + t^\circ) \left[\frac{\text{kgf/cm}^2 \cdot \text{dm}^3}{\text{kgf}} \right] - \text{pentru cazul}$$

cînd greutatea explozivului $G = 1 \text{ kgf}$.

În relațiile de mai sus notațiile reprezintă :

P — presiunea absolută a gazelor la temperatura : $T = 273^\circ + t^\circ$, kgf/cm^2 ;

V — volumul gazelor la temperatura $T = 273^\circ + t^\circ$, litri (l);

V_0 — covolumul gazelor $= n \cdot \frac{22,42}{1000}$ adică a mia parte din volumul aceleiași

cantități de gaz la temperatura de 0°C și presiunea de 760 mm Hg, l;

n — numărul de molecule gazoase;

R — constanta universală a gazelor $= \frac{1,033 \cdot 22,42}{273} = 0,0848$

2.1.6. PRESIUNEA DE DETONAȚIE

Presiunea de detonație este presiunea pe care o au gazele rezultate din descompunerea explozivului în interiorul spațiului parcurs de unda explozivă. Acest spațiu, egal cu lungimea undei explozive, este mai mic decît 10^{-4} mm .

Ea se calculează în practică cu relația :

$$P = \frac{1}{8} \frac{\delta \cdot v^2}{g} \quad [\text{kgf/cm}^2]$$

în care : δ este greutatea specifică a explozivului, kgf/dm^3 ;

v — viteza de detonație, cm/s ;

g — accelerația gravitației $= 9,81 \text{ cm/s}^2$.

Pentru dinamita I, care are $\delta = 1,53 \text{ kgf/dm}^3$ și $v = 6500 \text{ m/s}$, presiunea de detonație este :

$$P = \frac{10}{8} \cdot \frac{1,53 \cdot 6500^2}{981} = 110\,000 \text{ kgf/cm}^2$$

2.1.7. POTENȚIALUL EXPLOZIVILOR

Potențialul unui exploziv este lucrul mecanic produs de gazele rezultate din descompunerea explozivului din momentul exploziei pînă la detenta lor completă.

Criteriul de bază pentru măsurarea potențialului substanțelor explozive îl constituie căldura degajată de reacția chimică explozivă, sau energia potențială a exploziei, exprimată cu relația :

$$E = Q_0 \cdot Q \quad [\text{kcal}] \text{ sau } [\text{kJ}]$$

în care :

Q_0 este căldura exploziei, kcal/kg (kJ/kg);

Q — cantitatea de exploziv, kg .

Energia potențială reprezintă energia totală a unui exploziv care poate fi realizată în condiții ideale, fără pierderi de natură chimică, termică sau mecanică. Practica arată că energia exploziei utilizată pentru dislocarea rocilor reprezintă doar 5–10 % din potențialul ei inițial.

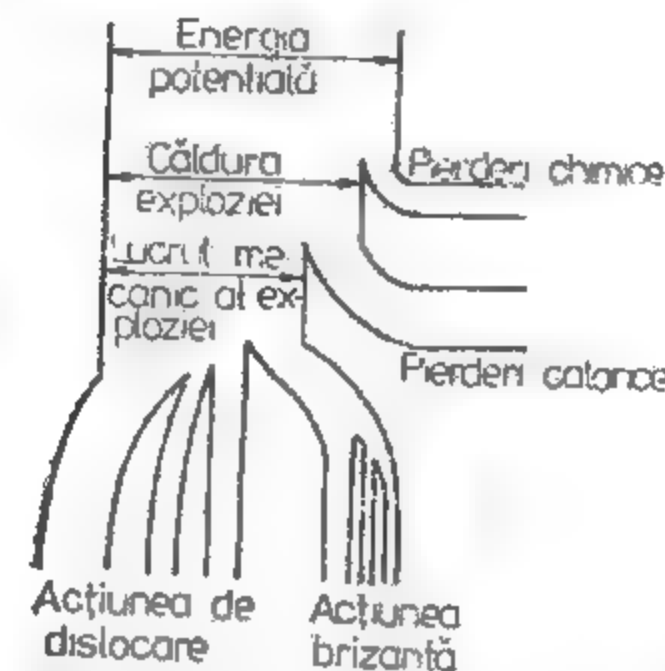


Fig. XVIII.2. Bilanțul energiei potențiale și formele ei de utilizare.

În fig. XVIII.2 este prezentat schematic bilanțul energiei potențiale a exploziei și formele ei de utilizare pentru realizarea diferitelor acțiuni. Din această schemă rezultă că lucrul mecanic produs de explozie acționează asupra masivului de roci sub două forme :

— acțiune brizantă sau de mărunțire denumită și acțiune locală;

— acțiune de dislocare.

Acțiunea brizantă este denumită *acțiunea exploziei realizată la contactul exploziv-rocă*, de unde și denumirea de acțiune locală. Ea reprezintă o parte relativ redusă din energia explozivă degajată, iar raza de acțiune reprezintă 2–2,5 din raza încărcăturii explozive.

A doua formă de acțiune, denumită *acțiunea de dislocare* a exploziei, are ca efect formarea pînărilor sau craterelor de rupere, pentru realizarea cărora se consumă cea mai mare parte din energia exploziei.

Criteriul de apreciere pentru acțiunea de dislocare a exploziei îl reprezintă *cantitatea de energie degajată de exploziv raportată la greutatea acestuia*.

Teoretic lucrul mecanic se poate determina cu relația cunoscută :

$$\tau = 427 \cdot Q \quad [\text{kgf} \cdot \text{m}]$$

în care : 427 $\text{kgf} \cdot \text{m/kcal}$ este echivalentul mecanic al căldurii;

Q — căldura de explozie, kcal .

Practic potențialul explozivului se determină cu proba Tranzl.

2.2. VERIFICAREA EXPLOZIVILOR

Materialele explozive ca și mijloacele de inițiere trebuie verificate la recepția lor, în perioada de garanție și ori de cîte ori este necesar.

Pentru aprecierea proprietăților care caracterizează eficiența tehnică a explozivilor, se fac verificări experimentale asupra vitezei de detonație, brizanței și potențialului explozivului, iar pentru unele sorturi de explozivi trebuie determinate căldura, volumul, temperatura și presiunea gazelor de explozie.

Explozivii mai sînt verificați la sensibilitate față de impulsurile termice, șocuri mecanice și frecare, sensibilitate față de impulsurile de inițiere precum și pentru stabilitățile lor chimice și fizice.

2.2.1. DETERMINAREA VITEZEI DE DETONAȚIE

Cea mai simplă și răspândită metodă de determinare a vitezei de detonație este metoda *D'Autriche*, care se bazează pe compararea vitezei de detonație a fitilului detonant, care este de 6 000—8 000 m/s, cu viteza de detonație necunoscută a explozivului experimentat.

În acest scop din încărcătura explozivă se ia o anumită cantitate ce se introduce într-un tub metallic 1 (fig. XVIII.3) cu lungimea de 300 mm și diametrul de 30 mm. Tubul metallic este prevăzut cu două orificii laterale în care se introduc capetele 2 și 7 ale unui segment de fitil detonant cu lungimea totală L . Partea de mijloc 5 a fitilului detonant se așază pe o placă de plumb 3.

După explozia capsei electrice 4, unda detonantă formată, propagându-se prin masa explozivului, provoacă detonarea succesivă a fitilului detonant, mai întâi în partea stângă 2 și apoi în partea dreaptă 7. Undele detonante formate în circuitul stâng 2 și cel drept al fitilului 7 se întâlnesc în punctul 6. În acest punct 6 de întâlnire a undelor detonante, presiunea crește considerabil, iar ca rezultat, pe placa de plumb 3 se formează o adâncitură admisă ca reper.

Notînd timpul de propagare a detonației prin circuitul stîng al fitilului până în punctul de întâlnire al undelor 6 cu t_s , timpul din circuitul drept cu t_d , iar timpul de propagare prin masa explozivului t_{ex} rezultă că:

$$t_s = t_{ex} + t_d$$

Dacă se notează cu L lungimea totală a fitilului detonat, viteza de detonație a acestuia cu v_f , lungimea explozivului situat între capetele fitilului cu l , distanța de la mijlocul fitilului 5 la punctul de întâlnire a undelor 6 cu Δh și viteza necunoscută a explozivului cu v_e , rezultă următoarele expresii matematice pentru t_s , t_{ex} și t_d :

$$t_s = \frac{\frac{1}{2} L + \Delta h}{v_f}$$

$$t_{ex} = \frac{l}{v_e}$$

$$t_d = \frac{\frac{1}{2} L - \Delta h}{v_f}$$

Făcînd înlocuirile în expresia de mai sus și efectuînd transformările în raport cu v_e se obține:

$$v_e = v_f \cdot \frac{l}{2\Delta h} \quad [\text{m/s}]$$

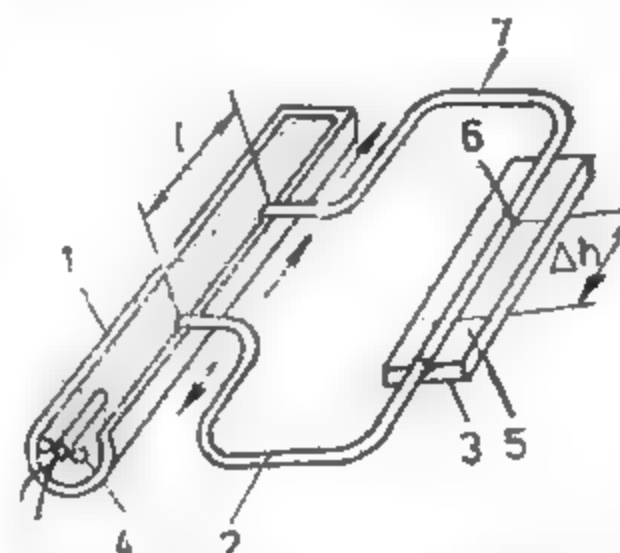


Fig. XVIII.3. Metoda *D'Autriche* de determinare a vitezei de detonație.

Metoda *D'Autriche* pentru determinarea vitezei de detonație a explozivilor este simplă dar insuficient de precisă. Metodele noi de determinare a vitezei — cronograful optic cu oscilograf, metodele electronice etc., se utilizează mai mult în activitatea fabricilor și institutelor de specialitate.

Exemplu de calcul. Să se determine viteza de detonație a explozivului cunoscînd următoarele date:
 v_f — viteza de detonație a fitilului detonant = 6800 m/s;
 l — lungimea explozivului situat între capetele fitilului = 350 mm;
 Δh — distanța între mijlocul fitilului (5) și punctul de întâlnire a undelor (6) = 220 mm.
 Înlocuind valorile în relația:

$$v_e = v_f \cdot \frac{l}{2\Delta h} = \frac{6800 \cdot 350}{2 \cdot 220} = 5410 \text{ m/s.}$$

2.2.2. DETERMINAREA BRIZANȚEI

Brizanța unui exploziv se poate estima în mod practic cu proba *Hess*. Un cilindru din plumb, cu diametrul de 40 mm și înălțimea 60 mm, se așază în poziție verticală pe o placă de oțel. Deasupra cilindrului de plumb se montează un disc circular de oțel, pe care se fixează un cilindru din carton, în care se introduc 50 g din explozivul supus verificării.

Înălțimea cilindrului de plumb se măsoară, înainte și după explozie, în patru puncte diametral opuse.

Diferența dintre înălțimea inițială și înălțimea rezultată după explozie, exprimată în milimetri, reprezintă brizanța explozivului verificat.

Metodologia standardizată în țara noastră prevede utilizarea unui cartuș cu o greutate de 100 g provenite din cel puțin 5 cartușe din proba de încercat și confecționat

corespunzător la diametrul de 40 mm așezat pe o coloană, constituită din doi cilindri de plumb suprapuși B , fiecare avînd diametrul de 40 mm și înălțimea de 30 mm, așezați pe o placă metalică suport A (fig. XVIII.4). Peste cilindri se așază două rondele C , de oțel, deasupra cărora se găsește cartușul de exploziv D , prevăzut la partea superioară cu o capsă detonantă electrică nr. 8 cu tub din cupru, E .

După detonarea cartușului, se măsoară cu cit s-au turtit cei doi cilindri față de înălțimea lor inițială și cu cit s-a turtit numai cilindrul din plumb inferior. Se face diferența între înălțimile inițiale și cele de după explozie ale ambilor cilindri și a celui de jos, din care rezultă turtirea cilindrului în mm, ceea ce reprezintă brizanța explozivului încercat. Rezultatul final se stabilește prin media aritmetică obținută după efectuarea unui număr de două verificări care reprezintă brizanța explozivului. Pentru caracterizarea explozivilor s-a mai propus calculul brizanței B a explozivilor, după următoarea relație:

$$B = \frac{f \cdot \delta \cdot v}{10^6}$$

în care: f este forța explozivă, $\text{kgf/cm}^2 \cdot \frac{\text{dm}^3}{\text{kgf}}$;

δ — greutatea specifică a explozivului, kgf/dm^3 ;

v — viteza de detonație, m/s.

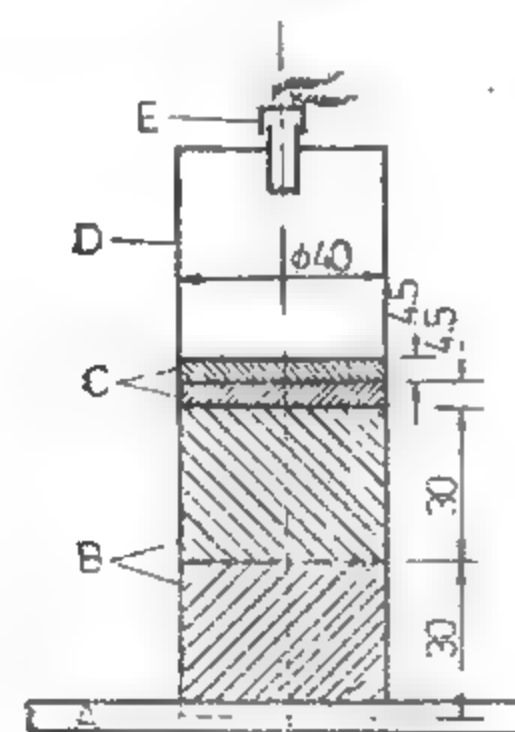


Fig. XVIII.4. Aparat pentru proba *Hess*.

2.2.3. DETERMINAREA POTENȚIALULUI EXPLOZIVILOR

a. Determinarea potențialului cu ajutorul probei Trauzl. Aprecierea potențialului (capacității de lucru) cu proba Trauzl se face în felul următor (fig. XVIII.5): într-un bloc de plumb de formă cilindrică, cu diametrul și înălțimea de 20 cm, se execută prin perforare o gaură cilindrică cu diametrul de 2,5 cm, adâncimea de 12,5 cm și volumul inițial V_0 de 61,3 cm³, în care se detonează o încărcătură de 10 g din explozivul al cărui

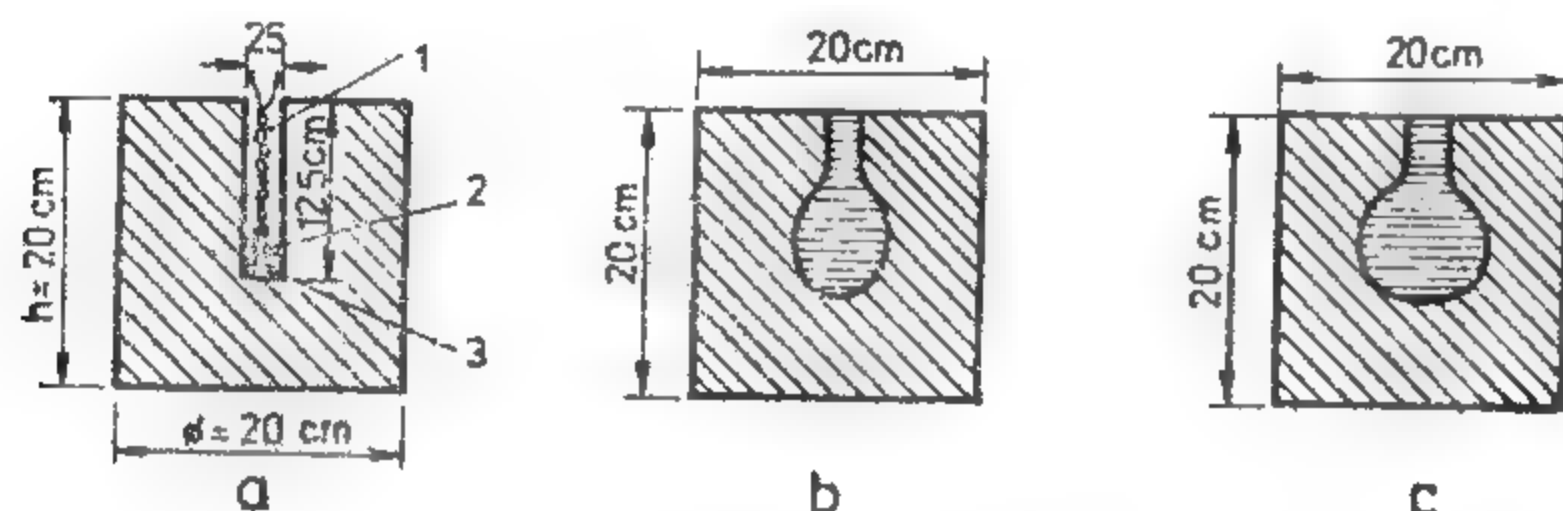


Fig. XVIII.5. Proba Trauzl:

a — înainte de explozie; b — după explozia încărcăturii de pulbere neagră; c — probă în care a explodat dinamita; 1 — nisip cuarțos; 2 — capsă detonantă; 3 — exploziv.

potențial se cere a fi determinat. Volumul V rezultat după explozie se măsoară cu ajutorul unei cantități de apă turnată dintr-o eprubetă gradată. Capacitatea de lucru a explozivului va fi dată de diferența dintre volumul final V și cel inițial V_0 , exprimat în cm³.

$$V' = V - V_0 \quad [\text{cm}^3]$$

Coefficientul potențialului reprezintă raportul dintre valoarea potențialului explozivului luat ca etalon de comparație, (de exemplu astralita — 350 cm³ sau dinamita II — 400 cm³) și valoarea aceluiași parametru al explozivului expriementat obținut cu proba Trauzl — V — cm³.

$$e = \frac{350}{V}$$

Coefficientul potențialului este utilizat pentru calculul consumului specific de exploziv sau recalcularea acestui parametru atunci când intervine schimbarea explozivului.

Pentru măsurători practice se ia ca unitate de comparație volumul V' al deformației produse de explozia a 10 g acid picric, care este de 420 cm³.

Rezultatele obținute cu proba Trauzl pentru explozivi folosiți în România sînt date în tabelul XVIII.5.

Dezavantajul probei Trauzl constă în faptul că deformarea cavității din blocul de plumb nu oferă o apreciere calitativă asupra capacității de lucru pentru diferiți explozivi. De asemenea, pentru noile sorturi de explozivi (șlamuri explozive, amestecuri simple pe bază de azotat de amoniu ș.a.) proba Trauzl nu este edificatoare, întrucît valorile potențialului, obținute, sînt mult mai mici în comparație cu potențialul de dislocare al acestor

Tabelul XVIII. 5
Caracteristicile principale ale explozivilor industriali și minieri folosiți în România

Denumirea explozivului	Greutate specifică [kg/dm ³]	Tempe- ratura de explozie t [°C]	Viteza de explozie v [m/s]	Forța explo- zivă, f [at. kg]	Proba Trauzl pt. 10 g exploziv [cm ³]	Proba Hess turtirea ambilor cilindri [mm]	turtirea cilindru- lui in- ferior [mm]	Brizanta, f, δ, v $B = \frac{f, \delta, v}{10^6}$	Căldura de explozie pt. 1 kg exploziv [kcal]	Volumul de gaze pt. 1 kg exploziv la 0° și în 1000 [kg f. m]	Poten- țialul pt. 1 kg exploziv [kg f. m]
Pulbere neagră	1,2	2380	max. 400	2810	nemă- surabil	—	—	1,35	665	278	283,95
Nitroglicerină	1,6	3150	7450	12240	550	—	—	145,9	1455	715	621,88
Dinamită gelatină sau go- mă	1,63	3205	7800	12285	600	25	4	156,2	1540	710	657,58
Dinamită I	1,53	3450	6600	8900	400	19,4	4	88,11	1300	660	555,1
Dinamită II	1,50	3120	6150	9180	400	18	3,5	84,68	1135	860	481,64
Dinamită III	1,50	2920	6100	10180	375	19	3	93,15	1020	870	435,54
Astralită	1,10	2680	4800	10170	350	16	4	53,69	940	900	401,38
Trinitrotoluen	1,6	2820	6700	8080	285	—	—	86,62	950	690	405,65
Fulminat de mercur	4,42	4350	4500	5530	110	—	—	110	357	316	152,43

explozivi în condițiile de producție; de aceea, pentru determinarea potențialului explozivilor se folosesc și alte metode: proba pe mortiere balistice, proba pentru realizarea pliniilor sau craterelor de rupere și proba după echivalentul în trotil.

b. **Proba de mortiere balistice.** Mortierul balistic constă dintr-un cilindru masiv de oțel pendular suspendat de niște tije metalice (fig. XVIII.6). În corpul mortierului se

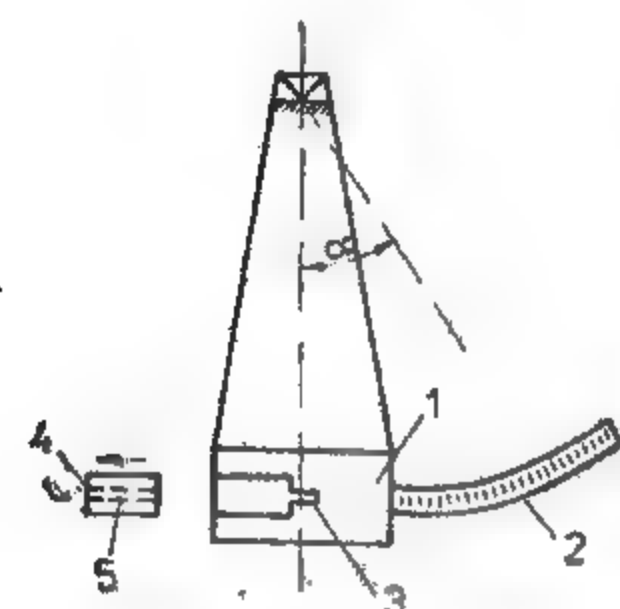


Fig. XVIII.6. Mortier balistic:

1 — mortier; 2 — riglă; 3 — cameră pentru exploziv amorsat cu o capsă; 4 — proiectil; 5 — canal pentru reoforj capsei.

află o cameră de explozie cu volumul V_e și o cameră de detentă cu volumul V_d în care se introduce un proiectil sau piston metallic. În urma exploziei unei încărcături de 10 g de exploziv pistonul este împins din mortier pînă la o anumită distanță, iar mortierul, datorită reculului, se deplasează în sensul opus, cu o înclinare α față de poziția verticală. Capacitatea de lucru a explozivului se apreciază în funcție de distanța la care a fost împins pistonul și valoarea unghiului de recul α a mortierului. Datele obținute sînt comparate cu cele ale unui exploziv etalon care, de obicei, este trotilul.

Lucrul mecanic pe care-l dezvoltă produsul de explozie poate fi calculat cu ajutorul relației:

$$A_M = M \cdot l \left(1 + \frac{M}{m} \right) (1 - \cos \alpha) \quad [\text{kgf} \cdot \text{m}]$$

în care: M este greutatea mortierului;

l — lungimea pendulului de care este suspendat mortierul;

m — greutatea pistonului;

α — unghiul de recul al mortierului.

c. **Determinarea capacității de lucru cu ajutorul craterelor de rupere.** Metoda constă în măsurarea volumului craterului format într-un poligon cu nisip după explodarea unei încărcături explozive. Tehnologia de lucru constă în amplasarea la o adîncime oarecare W a unor încărcături egale în greutate, pentru diferite tipuri de exploziv supuse verificării. După explozie, se măsoară dimensiunile craterelor formate și se face raportul dintre volumul craterului realizat de explozivul propus pentru verificare, față de volumul realizat de un exploziv etalon (de exemplu astralita).

Metoda este simplă și dă posibilitatea verificării unor încărcături mari de exploziv.

d. **Aprecierea capacității de lucru a explozivilor după echivalentul de trotil.** Proba constă în determinarea cantității de exploziv care poate dezvolta o capacitate de lucru (A) sau o cantitate de căldură (Q_v) echivalentă cu cantitatea încărcăturii de trotil, luat ca etalon.

Echivalentul în trotil, m , se determină pe baza raportului dintre căldura degajată de 1 kg din explozivul analizat (Q_x) față de cantitatea de căldură degajată de 1 kg de trotil (Q_T) sau raportul dintre capacitatea de lucru dată de aceeași cantitate de exploziv (A_x) față de capacitatea de lucru a trotilului (A_T). Deci:

$$m = \frac{Q_x}{Q_T} \quad \text{sau} \quad m = \frac{A_x}{A_T}$$

e. **Determinarea gazelor de explozie.** O substanță explozivă prin descompunere dă naștere la diferite gaze și uneori și la reziduri solide. În general aceste gaze constau din: CO_2 , CO , N_2 , H_2O , H_2 , O_2 , CH_4 , NH_3 , H_2S , SO_2 , Cl_2 , cianuri etc.

În tabelul XVIII.6 sînt date cantitățile de gaze ce rezultă din descompunerea unor explozivi.

Tabelul XVIII.6

Cantitățile de gaze rezultate din descompunerea unor explozivi

Denumirea explozivului	100 g exploziv produce prin explozie gaze [l]						Rezidu- ari [g]
	CO_2	H_2O	N_2	O_2	Diverse gaze	Total	
Pulbere neagră	135	—	85	—	58	278	599
Dinamită gomă (92% nitroglicerina, 8% fulmicoton)	334	271	154	1	—	760	—
Dinamită I	247	236	140	28	—	651	168

Dintre gazele rezultate în urma exploziei sînt vătămătoare: oxidul de carbon, compușii nitroși, cianurile, acizii clorhidric și sulfuric și oxizii de sulf, chiar și în cantități mici.

Ca reziduri solide ce rămîn după explozie se menționează: sulfați, sulfiți, sulfuri, carbonați, cloruri, acizi metalici etc.

2.2.4. DETERMINAREA ALTOR PARAMETRI AI EXPLOZIVILOR

În acțiunea de verificare a explozivilor mai apare necesitatea determinării următorilor parametri: umiditate, densitate, sensibilitate la detonație, stabilitate chimică, siguranță în cursul manipulării.

a. **Determinarea umidității.** Se face în special la explozivii pe bază de azotat de amoniu și nitroglicerina. Pentru aflarea acestui parametru se ia o probă de 10 g exploziv, se introduce într-o fiolă cu dop rodat și se usucă într-o etuvă la 50°C , pînă ajunge la greutate constantă. După uscare proba se cîntărește cu o balanță analitică, iar umiditatea se determină cu relația:

$$U = \frac{G - G_1}{G} \cdot 100 \quad [\%]$$

în care:

$G = 10$ g este greutatea explozivului înainte de uscare, g;

G_1 — greutatea explozivului după uscare, g.

b. **Determinarea densității.** Se aplică tuturor explozivilor și are drept scop verificarea faptului dacă explozivul își menține sau nu porozitatea. Pierderea treptată a porozității, manifestată prin creșterea densității explozivului, îngreunează transmiterea detonației.

Pentru determinarea densității se cîntărește, cu precizie de 0,01 g, un cartuș de exploziv, apoi se măsoară diametrul și lungimea lui.

Densitatea se determină cu relația:

$$D = \frac{m}{\frac{\pi d^2}{4} \cdot l} \quad [\text{g/cm}^3]$$

în care:

m este masa cartuşului de exploziv, g;

d — diametrul cartuşului, cm;

l — lungimea cartuşului, cm.

Ca rezultat se ia media aritmetică a 5 determinări.

c. **Determinarea sensibilităţii la detonaţie.** Se aplică tuturor explozivilor şi constă în detonarea unui număr de 6 cartuşe a 100 g fiecare, aşezate coaxial la anumite distanţe. între ele, pe un pat de nisip amenajat într-o groapă de 0,5 m adâncime (fig. XVIII.7)

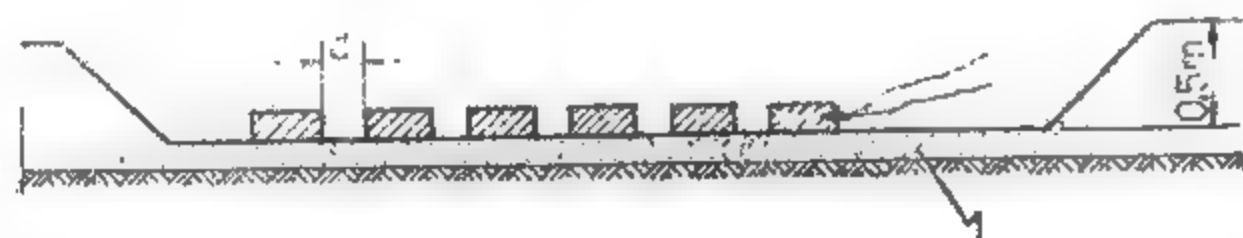


Fig. XVIII.7. Proba de sensibilitate la detonație:

d — distanța dintre cartușe; 1 — pat de nisip.

Unul dintre cartușe detonează cu ajutorul unei capse pirotehnice sau electrice. Explozia acestui cartuş trebuie să provoace explozia celorlalte cartușe. Se consideră că explozivul posedă sensibilitate la detonație când la 3 probe succesive toate cartuşele, cu o distanță minimă între ele de 2 cm, explodează complet. Dacă din cele 3 încercări, una nu a dat rezultate corespunzătoare, proba se repetă de 3 ori. Dacă la una din cele 3 încercări consecutive nu s-a obținut transmiterea completă a detonației, întregul lot de exploziv se declară necorespunzător.

În cazul în care cartuşele sînt mai mari de 100 g, proba se execută cu un număr de cartușe proporțional, astfel ca lungimea coloanei să fie egală cu încărcătura formată din 6 cartușe a 100 g fiecare.

d. **Determinarea sensibilității chimice.** Se face pentru explozivii pe bază de nitroglicerină, cu ajutorul probei *Abel Heat*.

Determinarea constă în esență în următoarele: se iau trei probe formate fiecare din 3g exploziv, care se amestecă separat cu câte 6 g pudră de talc. Probele se introduc în 3 eprubete bine spălate, uscate și astupate cu dopuri de care se suspendă benzi de hîrtie iodamidonată, umezite pînă la jumătate cu o soluție apoasă cu 30% glicerină. Cele 3 epruvete se introduc într-o baie de apă, care se încălzește și se menține la temperatura de 75°C. Se cronometrează timpul pînă la apariția pe hîrtia reactivă, a colorației brun-violetă, la limita dintre partea nscată și cea umedă. Se consideră că explozivul își păstrează stabilitatea chimică dacă acest timp nu este mai mic de 10 min.

e. **Determinarea siguranței la manipulare.** Se face pentru toți explozivii și depinde de stabilitatea chimică și sensibilitatea explozivului. Pentru stabilirea acestui parametru se practică proba convențională numită *sensibilitatea la șoc*, cu ajutorul unei sonete mecanice. Principiul de funcționare a sonetei constă în căderea liberă a unei greutăți de 2 sau 5 kg, care glisează pe două bare paralele fixate vertical. În partea inferioară a sonetei, pe un postament de oțel este fixată o nicovală, pe care se așază 0,02 g din explozivul supus probei respective. Prin căderea greutății de la o anumită înălțime pe proba de exploziv, aceasta poate să detoneze sau nu, în funcție de sensibilitatea și stabilitatea explozivului.

Pentru fiecare exploziv, după un anumit număr de încercări, se determină înălțimea de cădere a greutății, la care se obțin explozii fără rateu.

Prin compararea acestor valori, cu valori etalon, se apreciază în ce măsură explozivul este sensibil la șocuri, respectiv la manipulare.

3. CLASIFICAREA ȘI DESCRIEREA EXPLOZIVILOR

3.1. CLASIFICAREA EXPLOZIVILOR

Substanțele explozive care pot fi folosite în tehnică se numesc *explozivi tehnici*. Aceștia se împart în *explozivi industriali* din care fac parte și explozivii minieri și *explozivii militari*. Explozivii tehnici trebuie să prezinte:

— securitate maximă atât în faza producerii explozivului cît și în faza aplicării sale;

— detonață și capacitate de lucru (potențial) maxime;

— stabilitate chimică și fizică ridicată;

— stabilitate față de mediile umede și securitate maximă la manipulare și transport.

Explozivii sînt clasificați după mai multe criterii, din care cele mai importante sînt: compoziția chimică, caracterul acțiunii exploziei asupra mediului, starea fizică, efectul asupra mediului înconjurător, condițiile de păstrare și transport, domeniu de aplicare.

a) După *compoziția chimică* se deosebesc:

— explozivii pe bază de compuși chimici din seria aromatică, în compoziția cărora trotilul este componentul chimic principal;

— explozivii pe bază de nitroglicerină (toate sorturile de dinamite);

— explozivii pe bază de azotat de amoniu (astralitele, amestecurile simple, AM-1-Nitramon, șlamurile explozive, explozivii de siguranță antigrizutoși ș.a.);

— explozivii pe bază de clorați, caracterizați prin sensibilitate ridicată la manipulare și față de acțiunile mecanice exterioare, din care cauză aplicarea în industrie este foarte limitată;

— explozivii pe bază de oxigen lichid;

— pulberi negre.

b) După *caracterul exploziei*:

— explozivii brizanți sau detonanți care cuprind:

— explozivii de inițiere (fulminatul de mercur, azotura de plumb, tetritul ș.a.);

— explozivii minieri (dinamitele, astralitele, Nitramonul, explozivii de siguranță antigrizutoși), ș.a.

— explozivii lenți sau deflagranți — pulberea neagră.

c) După *starea fizică*:

— explozivii pulverulenți, granulați, plastici, semiplastici, turnați și sub formă de soluții fluide sau apoase.

d) După *efectul asupra mediului înconjurător*, explozivii sînt împărțiți în patru grupe și patru categorii (tabelul XVIII.7).

e) După *condițiile de păstrare și transport*, explozivii sînt clasificați în următoarele grupe:

Grupa I — explozivii cu conținut de nitroglicerină în proporție mai mare de 15%;

Grupa II — explozivii pe bază de azotat de amoniu, trotilul și amestecurile sale cu alți compuși chimici; explozivii care conțin nitroglicerina într-o proporție care nu depășește 15%;

Tabelul XVIII.7

Clasificarea explozivilor după efectul pe care îl au asupra mediului înconjurător

Exemple de materiale explozive din grupă	Grupa	Categoria de materiale explozive
— Exploziv cu bază de nitroglicerină sau nitroglicol (cu conținut peste 6%); pentrită hexogen, octogen și amestecurile lor; explozivi plastici, elastici, fitile detonante și explozivi de inițiere.	I	Exploziv de mare putere
— Trotil, tetril și ceilalți explozivi nitroaromatici, precum și cei cu bază de azotat de amoniu, cu mai puțin de 6% nitroglicerină sau nitroglicol. — Explozivi pompabili de tip gelaposnitrogel; amestecuri explozive simple de tip termorezistent, amonal și amatol. — Explozivi pe bază de clorați și perclorați.	II	Exploziv de putere medie
— Amestecuri explozive simple de tip nitramon și nitramonit. — Pulberi negre cu fum și similare. — Amestecuri explozive cu peste 30% materii inhibitoare (clorură de sodiu, clorură de amoniu etc.). — Explozivi antigrizutoși. — Capse detonante de orice fel și relee.	III	Exploziv de mică putere
— Pulberi coloidale fără fum, cu bază de nitroceluloză, de nitroceluloză și nitroglicerină, de nitroceluloză și amestec de nitroglicerină cu nitroglicoli, amestecuri incendiare, artificii, fitile de amorsare.	IV	Exploziv slab

Grupa III — pulberi negre;

Grupa IV — capse detonante și fitile detonante.

f) După condițiile de aplicare, explozivii sunt împărțiți în două grupe și șase clase. Primele două clase formează grupa explozivilor ordinari, iar următoarele patru clase explozivii de siguranță.

A. EXPLOZIVI ORDINARI

Clasa I. În această clasă sunt cuprinși explozivii folosiți în exploatarea miniere la zi și anume:

- explozivii pe bază de trotil în amestec cu azotat de amoniu și pulberi de aluminiu, care au un bilanț de oxigen pozitiv, negativ sau nul;

- explozivii pe bază de azotat de amoniu în amestec cu motorină;
- explozivii pe bază de azotat de amoniu în amestec cu granule de trotil și pulberi de aluminiu;
- explozivii pe bază de azotat de amoniu sub formă de șlamuri explozive în amestec cu granule de trotil și pulberi de aluminiu.

Clasa II. Cuprinde explozivii folosiți în exploatarea miniere subterane, cu excepția minelor grizutoase și cu praf de cărbune exploziv. Ei pot fi pe bază de nitroglicerină (dinamite) sau pe bază de azotat de amoniu.

B. EXPLOZIVI DE SIGURANȚĂ

Clasa III. Cuprinde explozivii cu un grad limitat de aplicare și sunt folosiți în condiții speciale de lucru: la săparea lucrărilor miniere în steril din minele grizutoase (explozivul de siguranță antigrizutos AGS-1); în minele sulfuroase; în minele periculoase din punct de vedere al conținutului de hidrogen și al hidrocarburilor; la lucrările de împușcare sub presiune de apă.

Clasa VI. Cuprinde explozivi pentru lucrările de împușcare în stratele de cărbuni periculoase din punct de vedere al metanului și al prafului de cărbune cit și în lucrările miniere executate în cărbune și steril.

Clasa V. Cuprinde explozivi antigrizutoși cu grad sporit de siguranță.

Clasa VI. Cuprinde explozivi antigrizutoși cu un înalt grad de siguranță.

g) După scopul lor, se deosebesc;

- explozivi militari;
- explozivi industriali, în care sunt incluși: explozivii minieri, explozivii pentru construcții civile și industriale, explozivii pentru agricultură.

3.2. DESCRIEREA EXPLOZIVILOR

3.2.1. COMPUȘI CHIMICI EXPLOZIVI

Dintre compușii chimici explozivi cei mai importanți sunt următorii:

- nitro-derivații aromatici (trotilul, tetrilul);
- nitro-derivații alifatici (hexogenul);
- esterii acidului azotic (nitroglicerina, nitroceluloza, nitroglicolul, thenul);
- sărurile acidului azotic (azotatul de amoniu, azotatul de potasiu ș.a.);
- sărurile acidului fulminic (fulminatul de mercur etc.)

Toți compușii chimici explozivi sunt caracterizați printr-o sensibilitate foarte ridicată; de aceea nu sunt admiși în lucrările miniere în starea lor inițială cu excepția trotilului, dar sunt utilizați în calitate de componenți principali pentru fabricarea explozivilor industriali și a capselor detonante. În tabelul XVIII.8 sunt prezentați compuși chimici utilizați mai frecvent în rețetele explozivilor industriali fabricați în România.

Trinitrotoluenul (trotilul) (TNT) se prezintă sub formă de pulbere cristalină sau, solzoasă de culoare gălbuie, având formula chimică $C_7H_5(NO_2)_3$. Nu se dizolvă în apă, este foarte stabil și nu reacționează cu metalele. Trotilul se folosește în stare pulverulentă,

Tabelul XVIII.8

Compuși chimici utilizați mai frecvent în rețelele explozivilor industriali fabricați în România

Cu rol de	Denumire	Formula chimică brută
Sensibilizatori (carburanți) intră în compoziția explozivilor în proporție de 6—30 %.	Nitroglicerină	$C_3H_5N_3O_9$
	Nitroglicol	$C_2H_4N_2O_4$
	Nitroceluloza	$C_{24}H_{31}N_9O_{28}$
	Mononitroclorbenzen	$C_6H_4NO_2Cl$
	Mononitrotoluen	$C_7H_7NO_2$
	Dinitrotoluen	$C_7H_5N_2O_4$
	Trinitrotoluen (trotil)	$C_7H_5N_3O_6$
	Glicerină	$C_3H_8O_3$
	Motorină	$C_{14}H_{32}$
	Pulbere de aluminiu	Al
Săruri oxidante (comburanți) intră în compoziția explozivilor în proporție de 25—50 %.	Azotat de amoniu	NH_4NO_3
	Azotat de sodiu	$NaNO_3$
	Azotat de potasiu	KNO_3
	Azotit de sodiu	$NaNO_2$
	Clorat de potasiu	$NaClO_3$
	Perclorat de potasiu	$KClO_4$
Săruri răcitoare (inhibitori) intră în compoziția explozivilor de siguranță în proporție de 50—85 %.	Clorura de amoniu	NH_4Cl
	Clorura de sodiu	$NaCl$
	Clorura de potasiu	KCl
	Oxalat de amoniu	$C_2H_{10}N_2O_6$
	Sulfat de sodiu	Na_2SO_4
	Sulfat de potasiu	K_2SO_4
	Uree	CH_4NO_2
	Fluorura de sodiu	NaF
Adaosuri intră în compoziția explozivilor în proporție de 1—10 %.	Făină de lemn	$C_6H_{10}O_5$
	Dextrină	$C_{12}H_{22}O_{10}$
	Praf de cretă	$CaCO_3$
	Kieselgur (diatomit)	SiO_2
	Hicol	$C_3H_8O_5$
	Bicromat de potasiu	$K_2Cr_2O_7$
	Oxid de crom	Cr_2O_3
	Oxid roșu de fier	Fe_2O_3
	Acid salicilic	$C_7H_6O_3$

presată sau turnată și în stare granulată. Este utilizat pe scară largă în exploatarea la zi sub formă granulată, purtând denumirea de *trotil granulat*, iar în amestec cu pulberile de aluminiu, *Alumotol*.

Dinitrotoluenul (DNT) se prezintă sub formă de cristale aciculare galbene, având formula chimică $C_7H_5(NO_2)_2$. Se obține ca produs secundar la fabricarea trinitrotoluenului și este folosit la elaborarea explozivilor pulverulenți și gelatinoși.

Tetritul este o substanță explozivă cu brizantă mare, se prezintă sub formă de pulbere fină gălbuie având formula chimică $C_7H_5N(NO_2)_4$. Se folosește la fabricarea încărcăturilor de inițiere și ca încărcătură secundară în capse detonante.

Hexogenul are un domeniu larg de folosire datorită brizanței foarte mari. Se prezintă ca pulbere cristalină fără culoare, având formula chimică: $C_3H_6N_6(NO_2)_3$. Sub formă flegmatizată și presat se folosește la elaborarea încărcăturilor de inițiere a exploziei, precum și ca încărcătură secundară în capse detonante.

Nitroglicerina este un dizolvant puternic a multor compuși nitrici, iar cu nitroceluloza formează o gelatină care se folosește la elaborarea majorității explozivilor pe bază de nitroglicerină. Se prezintă ca un lichid uleios, gălbui, având formula chimică $C_3H_5(ONO_2)_3$.

Din punct de vedere chimic nitroglicerina este o substanță puțin stabilă și foarte sensibilă la șoc, frecări și încălzire rapidă.

În stare înghețată sensibilitatea se amplifică, astfel că la cea mai mică frecare a cristalelor face explozie.

Nitroglicerina este unul din componenții de bază ai explozivilor ordinari, iar împreună cu nitroglicolul stă la baza elaborării dinamitelor.

Nitroglicolul, din punct de vedere chimic, este puțin mai stabil ca nitroglicerina și tot atât de sensibil la acțiuni mecanice și termice. Se prezintă ca un lichid uleios fără culoare, având formula chimică $C_2H_4(ONO_2)_2$.

În compoziția explozivilor nitroglicolul se folosește în amestec cu nitroglicerina, formând un amestec cu punct de îngheț foarte scăzut.

Nitroceluloza se obține prin nitrarea celulozei provenită din reziduri de bumbac sau lemn și are formula chimică $C_{24}H_{31}O_{11}(ONO_2)_9$. Are proprietatea de a lega sub formă de gelatină uleiurile de tipul nitroglicerinei.

Thenul se prezintă ca pulbere cristalină incoloră sau albă, având formula chimică $C(CH_2ONO_2)_4$. Este foarte stabil și nu se dizolvă în apă.

Se aprinde greu și arde liniștit. În cantități mai mari de 1 kg face explozie. Este folosit la fabricarea capselor și a fitilelor detonante.

Azotatul de amoniu se prezintă sub formă de cristale de culoare albă sau incoloră, având formula chimică NH_4NO_3 .

Datorită bilanțului de oxigen pozitiv, este compusul chimic care are cea mai largă răspindire în producerea tuturor sorturilor de explozivi.

Azotatul de amoniu se obține prin asocierea amoniacului cu acidul azotic după ecuația:



Azotatul de amoniu este higroscopic. În sare higroscopică aglutinează, formând bulgări sau o masă densă.

Azotatul de sodiu are rol de oxidant în compoziția explozivilor și formula chimică $NaNO_3$.

Azotatul de potasiu se utilizează la fabricarea explozivilor rezistenți la apă și a pulberii negre. Are formula chimică KNO_3 .

Fulminatul de mercur se prezintă sub formă de cristale mărunte incoloră sau albe-cenușii, având formula chimică $Hg(CNO)_2$.

Caracteristicile principalilor explozivi fabricați și

Categorie	Tip	EXPLOZIVI	PARAMETRI TERMODINAMICI				
			Căldura de explozie [kJ/kg]	Energia specifică [kJ/kg]	Volum de gaze [dm ³ /kg]	Temperatura de explozie [K]	Presiunea de explozie [MPa]
0	1	2	3	4	5	6	7
ORDINARI	GELATINOȘI	DINAMITA tip II (STAS 418/1-76) — aspect: pastă omogenă — culoare brun-roșcat — densitate (g/cm ³), 1,5 — umiditate maximă admisă (%), 1,5 — compoziție chimică (%): Sblz. = 41,5; S _{ox} = 57,3; A _{ad} = 1,2	4750	1157	860	3393	1624
		DINAMITA—RA (proiect STAS 5/78) — aspect: pastă omogenă — culoare brun-roșcat — densitate (g/cm ³), 1,5 — umiditate maximă admisă (%), 1,5 — compoziție chimică (%): Sblz. = 41,5; S _{ox} = 56; A _{ad} = 2,5	4750	1149	860	3400	1624
	PULVERULENȚI	ASTRALITA (STAS 498-85) — aspect pulverulent — culoare alb-gălbui — densitate (g/cm ³), 1,1 — umiditate maximă admisă (%), 1,0 — compoziție chimică (%): Sblz. = 16,1; S _{ox} = 79,1; A _{ad} = 4,4	3934	1042	370	2953	1048

Tabelul XVIII.9

folosiți în România

PARAMETRI BALISTICI				Bilanț de oxigen [%]	Modul de ambalare livrare și domeniul de utilizare	Termen de garanție [luni] și observații
Capacitatea de lucru [Trauz] [cm ³]	Brizanta Hess [mm]	Viteza de detonație [m/s]	Sensibilitate la șoc [kgm]			
8	9	10	11	12	13	14
415	18	6150	0,4	-0,83	Cartușe cu Ø 25 mm, lungimea 100 mm, de 100 g, sau cartușe cu Ø 25 mm, lungimea 200 mm, de 200 g, în hirtie cerată, în pungi de polietilenă a 2,5 kg și în lăzi de carton a 20 kg. Utilizare în locuri de muncă uscate sau umede fără pericol de gaze, vapori sau pulberi inflamabile.	4
415	18	6150	0,6	-0,60	Încartușat, cu Ø 25 mm, învelit în hirtie parafinată de culoare albă, cu greutatea de 100 g. Utilizare: locuri de muncă umede și cu infiltrații de apă, fără pericol de gaze, vapori sau pulberi inflamabile. Se poate utiliza și chiar sub apă.	4
350	16	4080	1,2	-1,08	Încartușat, cu Ø 30 mm, învelit în hirtie parafinată de culoare albă, greutatea cartușului 100 g. Utilizare: locuri de muncă uscate, fără pericol de gaze, vapori sau pulberi inflamabile.	6

0	1	2	3	4	5	6	7
ORDINARI	GRANULARI	NITRAMON (NI 6568/75) — aspect granular-uleios — culoare alb-gălbui, galben-portocaliu — densitate (g/cm ³), 0,8 — umiditate maximă admisă (%), 1,0 — compoziție chimică (%): Sblz.=5,5; S _{ox} = 94,5	3703	992	978	2733	809
		AMAL — 2/5/10 (NI 6568/75) — aspect granular-uleios — culoare alb-argintiu — densitate (g/cm ³), 0,85/0,85/0,92 — umiditate maximă admisă (%), 1,0/1,0/1,0 — compoziție chimică (%): Sblz.=2/5; 5/4; 10/2,5; S _{ox} = 93; 91; 87,5; A _{ad} = 2; 5; 10	4031 4583 5470	1020 1059 1091	948 898 818	2899 3177 3594	884 917 1023
	GELURI	NITROGEL — 3 (CS 104/78) — aspect gel-pastă — culoare alb-murdar — densitate (g/cm ³), 1,1 — compoziție chimică (%): Sblz. = 10; S _{ox} = 83; A _{ad} = 7	5867	1066	746	3891	1171

Tabelul XVIII.9 (continuare)

8	9	10	11	12	13	14
220	—	2000	2,8	-0,41	În saci de polietilenă de 40 kg. Utilizare: în exploatarea miniere la zi și subteran la minele de minereuri, în locuri uscate. Dacă se prepară la fața locului se numește AM-1 și va avea un termen de garanție de 6 zile.	1,5 Se inițiază cu 10—20% dinamită II și are un diametru critic Ø 40 mm. Se încarcă mecanizat la o densitate de 1—1,3 g/cm ³
250 290 310	— — —	2200 2400 2800	1,9	-0,73 -0,29 -0,17	În saci de polietilenă de 40 kg. Utilizare: în subteran, la minele de minereuri în locuri uscate	1,5 Se inițiază cu 10—20% dinamită II și are un diametru critic Ø 32 mm. Se încarcă mecanizat la o densitate de 1—1,3 g/cm ³ .
—	—	2200	20	+1,89	Încartușat în folie de polietilenă la Ø200 mm, cu greutatea cartușului de 20 kg. Utilizare: derocări masive la zi, în roci tari și foarte tari, cu sau fără infiltrații de apă, în găuri de sondă cu diametrul mai mare de Ø 150 mm.	2 Se inițiază cu încărcături de inițiere Ø 70, l = 70 mm, cu greutatea de 400 g de tip: TP.....penetrată TH.....NDPM (C.S. 106/78) hexogen (tip BOOSTER)

0	1	2	3	4	5	6	7
ORDINARI (SLURRIES)		NITROGEL — 9 (CS 104/78) — aspect gel-pastă — culoare alb-murdar — densitate (g/cm ³), 1,37 — compoziție chimică (%): Sblz.=33,5; A _{ox} = 63; A _{ad} = 3,5.	5902	922	564	4403	1262
		NITROGEL TU — aspect gel-pastă — culoare alb-argintiu — densitate (g/cm ³) 1,34 — compoziție chimică (%): Sblz.=29,5; A _{ox} =70,6; A _{ad} = 3,5	5352	987	650	4038	1379
		NITROGEL G 80 (SY) — 3 — aspect gel-pastă — culoare alb-argintiu — densitate (g/cm ³) 1,20 — compoziție chimică (%): Sblz.=12,0; A _{ox} =79,2; A _{ad} = 8,8	4852	950	738	3465	542

Tabelul XVIII.9 (continuare)

8	9	10	11	12	13	14
—	—	4000	5	—6,69	Încartușat în folie de polietilenă la Ø200 mm, cu greutatea de 20 kg. Utilizare: derocări masive în exploatare la zi, în rocii tari și foarte tari, cu sau fără infiltrații de apă, în găuri de sondă cu diametrul mai mare de Ø 100 mm	2 Rețetă elaborată și experimentată de către CCSM—Petroșani. S-a omologat la C. Ch. Făgăraș.
—	—	3500	1,4	—1,25	Încartușat în folie de polietilenă la Ø 200 mm, cu greutatea de 20 kg. Utilizare: derocări masive în exploatare la zi, în rocii tari și foarte tari, cu sau fără infiltrații de apă, în găuri de sondă cu diametrul mai mare de Ø 100 mm.	2 Rețetă elaborată și experimentată de către CCSM—Petroșani, omologată.
—	—	2400	20	+2,92	Încartușat în folie de polietilenă la Ø 80 mm, cu greutatea de 20 kg. Utilizări: derocări masive în exploatare la zi, în rocii tari și foarte tari, cu sau fără infiltrații de apă, în găuri de sondă cu diametrul mai mare de 80 mm.	1,5 Idem

0	1	2	3	4	5	6	7
DE SIGURANȚĂ	PENTRU SULF	SS — aspect pulverulent — culoare alb-gălbui — densitate (g/cm ³) 1,1 — umiditate maximă admisă (%), 1,0 — compoziție chimică (%): Sblz. = 10,0; A _{ox} = 64; S _r = 20; A _{ad} = 6	2682	656	817	2053	634
	TERMOREZISTENȚI	TR 1 (NII 3153-64) — aspect pulverulent — culoare alb-gălbui — densitate (g/cm ³) 1,1 — umiditate maximă admisă (%), 1,0 — compoziție chimică (%): Sblz. = 20; A _{ox} = 79; A _{ad} = 1	4309	1074	897	3232	1205
		TRU — aspect pulverulent — culoare alb-argintiu — densitate (g/cm ³) 1,15 — umiditate maximă admisă (%), 1,0 — compoziție chimică (%): Sblz. = 21; A _{ox} = 74; A _{ad} = 5	4671	894	679	3545	910

Tabelul XVIII.9 (continuare)

8	9	10	11	12	13	14
260	11	2400	—	+3,1	Încartușat, cu Ø 30 mm, învelit în hîrtie parafinată. Utilizări: destinat pentru efectuarea lucrărilor de împușcare în subteran, la zăcămintele de sulf sau sulfuri cu conținut mai mic de 30% sulf total. Încărcătura maximă admisă pe gaura de mină este de 800 g.	3 Rețetă elaborată și experimentată de către CCSM-Petroșani și omologată la C.Ch. Făgăraș, a fost înregistrată la OSIM
340	14,5	4500	1,5	-0,36	Încartușat, cu Ø 30 mm, învelit în hîrtie de culoare gri-neagră, cu masa 100 g. Utilizări: la lucrările de împușcare în masive fierbinți, la minele de mine-reuri cu reacții exoterme pînă la +80 °C timp de 24 ore. În metalurgie, cu mijloace suplimentare de protecție.	3
350	13	4350	1,5	+0,74	Idem Utilizări: la lucrări de împușcare în masive fierbinți, la minele de mine-reuri cu reacții exoterme pînă la +100 °C, timp de 24 ore. În metalurgie, cu mijloace suplimentare de protecție.	3 Rețetă elaborată și experimentată de către CCSM-Petroșani.

0	1	2	3	4	5	6	7
DE SIGURANȚĂ	ANTIGRIZUTOȘI STERIL	<p>AGS (STERILIT) STAS 7860-76</p> <p>— aspect pulverulent</p> <p>— culoare alb-gălbui</p> <p>— densitate (g/cm³) 1,15</p> <p>— umiditate maximă admisă (%), 1,0</p> <p>— compoziție chimică (%): Sblz. = 10; A_{ox} = 51; S_r = 31; A_{ad} = 8</p>	2737	573	625	2463	571
		<p>SM</p> <p>— aspect pulverulent</p> <p>— culoare alb-gălbui</p> <p>— densitate (g/cm³) 1,09</p> <p>— umiditate maximă admisă (%), 1,6</p> <p>— compoziție chimică (%): Sblz. = 10; A_{ad} = 66; S_r = 17; A_{ad} = 7</p>	3032	665	764	2575	839

Tabelul XVIII,9 (continuare)

8	9	10	11	12	13	14
200	9,5±0,5	2150	0,7	-0,4	<p>Încartușat, cu Ø 30 mm, învelit în hîrtie parafinată de culoare roz, cu masa cartușului 100 g.</p> <p>Utilizări: lucrări de împușcare în steril la minele grizutoase cu încărcare maximă pe gaură de 600 g; lucrări în roci sterile fără scurgeri de țitei din minele de petrol cu încărcătura maximă pe gaură de 400 g.</p>	3
290	11,0±1	2200	1,4	-3,95	<p>Încartușat, cu Ø 30 mm, învelit în hîrtie parafinată, masa cartușului 100 g.</p> <p>Utilizări: lucrări în steril în mine grizutoase cu încărcătura maximă pe gaură de 800 g; lucrări în mixt și cele în steril declarate cu măsuri speciale din minele grizutoase cu încărcare maximă pe gaură de 700 g.</p>	<p>3</p> <p>Rețetă elaborată și experimentată de către CCSM-Petroșani, omologată și brevetată la OSIM</p>

Tabelul XVIII.9 (continuare)

0	1	2	3	4	5	6	7
DE SIGURANȚĂ	ANTIGRIZUTOȘI CĂRBUNE	AGC (CARBUNIT) STAS 7860-78 — aspect pulverulent — culoare alb-gălbui — densitate (g/cm ³) 1,15 — umiditate maximă admisă (%), 1,0 — compoziție chimică (%): Sblz. = 10; A _{ox} = 40; S _r = 43,8; A _{ad} = 6,2	2309	424	504	2277	489
		AGO — aspect pulverulent — culoare alb-gălbui — densitate (g/cm ³) 1,15 — umiditate maximă admisă (%), 1,0 — compoziție chimică (%): Sblz. = 10; A _{ox} = 55; S _r = 30; A _{ad} = 5	2187	607	649	2522	680

8	9	10	11	12	13	14
140	8,6 ± 0,2	1850	0,5	+0,15	Încartușat, cu Ø 30 mm, învelit în hirtie parafinată de culoare albastru deschis, masa cartușului de 100 g. Utilizări: lucrări în cărbune din mine grizutoase cu încărcătura max. pe gaură de 500 g; lucrări în roci sterile fără scurgeri de țiței, din minele de petrol cu încărcătura maximă pe gaură de 500 g.	3
220	9,5	2150	0,7	+6,29	Încartușat, cu Ø 30 mm, învelit în hirtie parafinată de culoare albă, masa cartușului 100 g. Utilizări: lucrări în cărbune la mine grizutoase, 500g; lucrări în steril la mine grizutoase 600 g; lucrări în roci sterile fără scurgeri de țiței din minele de petrol, 400 g.	3 Rețetă elaborată și experimentată de CCISM-Petroșani.

0	1	2	3	4	5	6	7
DE ÎNALTĂ SIGURANȚĂ	CU DETONARE SELECTIVĂ (CU SCHIMBĂTORI DE IONI)	DS — aspect pulverulent — culoare alb-gălbui — densitate (g/cm ³) 1,15 — umiditate maximă admisă (%), 1,0 — compoziție chimică (%): Sblz. = 10; S _r = 55; A _{ad} = 5	1579	348	566	1654	407
		DSH 2 — aspect pulverulent — culoare alb-gălbui — densitate (g/cm ³) 1,2 — umiditate maximă admisă (%), 1,0 — compoziție chimică (%): Sblz. = 10; S _r = 83; A _{ad} = 7	1896	413	568	1825	451

Sblz. = sensibilizatori; S_{ox} = săruri oxidante; S_r = săruri răcitoare; A_{ad} = alte adaosuri.

Tabelul XVIII.9 (continuare)

8	9	10	11	12	13	14
135	7	1900	20	+3,7	Încartușat, cu Ø 30 mm, învelit în hirtie parafinată cu masa cartușului de 100 g. Utilizări: lucrări în cărbune și sisturi bituminoase din mine grizutoase; încărcătură nelimitată pe gaură, funcție de necesități; lucrări în roci colectoare de țiței din minele de petrol cu încărcătura maximă pe gaură de 800 g.	3 Rețetă elaborată și experimentată de către CCSM—Petroșani, omologată la C. Ch. Făgăraș. Se fabrică pe instalațiile pilot pe bază de comandă pentru lucrări speciale. Înregistrată și brevetată la OSIM.
145	7,5	1900	20	+2,13	Idem Utilizări: lucrări în cărbune din mine grizutoase, găuri umplute cu apă; încărcătură nelimitată pe gaură, funcție de necesități; lucrări în roci colectoare de țiței din minele de petrol, medii umede, cu încărcătura maximă pe gaură 800 g.	3 Rețetă elaborată și experimentată de către CCSM—Petroșani și omologată la C.Ch. Făgăraș.

Datorită brizantelor mari și a ușurinței de a produce detonația, fulminatul de mercur se folosește ca exploziv de inițiere de bază la încărcarea capselor detonante. În prezența umidității își pierde calitățile detonante. Umiditatea admisă a fulminantului de mercur pentru încărcarea capselor trebuie să fie de cel mult 0,03%. Intră ușor în reacție cu aluminiul, motiv pentru care fulminatul de mercur nu este indicat în fabricarea capselor detonante cu înveliș de aluminiu. Tuburile capselor detonante trebuie să fie din cupru sau alamă.

Azotura de plumb se prezintă sub formă de cristale incolore, având formula chimică $Pb(N_3)_2$. Reacționează cu fierul și cuprul dând naștere la săruri explozive cu o mare stabilitate. Din această cauză azotura se încarcă numai în tuburi de aluminiu.

În tehnica lucrărilor de împușcare azotura de plumb se folosește ca încărcătură primară în capsele detonante.

Trinitrozorecinatul de plumb se prezintă sub formă de cristale cafenii sau cafenii roșcate, având formula chimică $C_6H(NO_2)_3O_2PbH_3O$. Nu reacționează cu metalele și deci poate fi folosit în orice înveliș. În tehnică se utilizează ca exploziv de inițiere primar.

3.2.2. EXPLOZIVI ORDINARI

În grupa explozivilor ordinari sînt cuprinși explozivii pe bază de nitroglicerină, explozivii pe bază de azotat de amoniu, explozivii pe bază de clorați și perclorați, oxilicivile și pulberea neagră. În tabelul XVIII.9 sînt prezentate caracteristicile principalelor explozivi fabricați și folosiți în industria minieră din România, iar în tabelul XVIII.10 sînt prezentați o serie de explozivi ordinari fabricați în străinătate.

3.2.2.1. Explozivi pe bază de nitroglicerină

Din această categorie fac parte dinamitele. Primul exploziv pe bază de nitroglicerină, numit *dinamită*, era constituit din 75% nitroglicerină și 25% kiselgur.

Dinamitele actuale reprezintă amestecuri în diferite proporții de nitroglicerină (10–94%), nitroglicol și nitroceluloză cu azotat de amoniu sau potasiu, derivați nitrici ai seriei aromatice, făină de lemn, carbonat de sodiu și cretă.

Nitroglicerina intră în compoziția dinamitelor, în majoritatea cazurilor, sub formă gelatinizată. Gelatinizarea nitroglicerinei se datorește nitrocelulozei care intră în compoziție în proporție de 1–2%. Nitroglicolul are scopul de a coborî temperatura de îngheț, iar făina de lemn se introduce ca material de afinare.

Carbonatul de sodiu și praful de cretă au rol de stabilizatori.

În România se fabrică, funcție de necesități, 4 tipuri de dinamită (D I, D II, D II L și D III) a căror compoziție și caracteristici sînt date în tabelul XVIII.11.

Dinamita I are peste 60 % nitroglicerină, se prezintă sub forma unei mase plastice de culoare roșiatică, îngheață la temperatura de $+8^\circ\text{C}$. Datorită calităților sale detonante dinamita I este folosită la împușcare în roci tari și foarte tari.

Dinamita II are un conținut de 30% nitroglicerină, se prezintă sub formă plastică de culoare brun-roșcată și este indicată pentru lucrările de împușcare în roci cu tărie ridicată. Rezistă la umiditate și are temperatura de îngheț de -15°C .

Dinamita II L are proprietăți balistice, comportare la umiditate și îngheț asemănătoare cu dinamita II, de care se deosebește prin înlocuirea în compoziția sa a trinitro și mononitrotoluenului cu ulei nitroaromatic în proporție de 9 %.

Tabelul XVIII.10

Explozivi ordinari fabricați în străinătate

Țara	Denumirea explozivului	Caracteristici								
		Găutate specifică [daN/cm²]	Tempera- tura de explozie [°C]	Căldura de explozie [kcal/kg]	Viteza de detonație [m/s]	Volumul gazelor de explozie [l/kg]	Capacitate de lucru (Trauzl) [cm³]	Brizanta ambilor ci- lindri (Hess) [mm]	Sensibilitate la detonație, minimum [cm]	
Austria	Gelatin Donarit 2 (gelatinos) Donarit 2 (pulverulent)	1,5	—	—	6200	—	400	—	—	
		1	2350	920	3800	924	380	—	3	
		1,42	3690	1140	5700	850	400	17	7	
		1,54	3525	1340	6100	790	460	21	7	
		1,48	3310	1150	6050	840	425	19	—	
Ungaria	Nidin 33 (gelatinos) Nidin 60 (gelatinos) Nidin 40 Nidin 50 Nidin 80	1,50	3590	1200	6150	820	435	19	—	
		1,56	4600	1410	7100	680	465	22	—	
		1,45	3150	1048	6500	767	380	22	12	
		1,32	3385	1170	6000	804	415	21	11	
		1,5	2792	1085	6200	828	400	—	6	
Jugoslavia	Vitezit 60 (gelatinos) Kamnikit 1 (pulverulent)	1,48	3390	1314	6500	788	500	—	6	
		1,0	2360	923	3700	994	360	17	5	
		1,5	4300	1275	6300	730	400	19	12	
		1,45	2990	1050	5500	862	—	—	—	
		1,15	3190	1200	4200	835	—	—	—	
Cehoslovacia	Danubit 4 Danubit Geotex 4 Amonita nr. 6 IV (pulverulent)	1,47	3920	1230	5500	845	—	—	—	
		1,55	3258	1065	6400	783	—	—	—	
		1,2	—	1025	4800	900	380	16	—	
		0,90	—	—	2500	—	—	—	—	
		1,4	3700	—	6000	630	320	11	—	
U.R.S.S.	Dinamon G. (pulverulent) Dinamita 62 (gelatinos) Polar Blasting Gelatin (gelatină) Amonal (pulverulent)	1,55	4755	1566	7900	715	500	—	—	
		1,10	3000	1092	4900	850	—	—	—	
		1,32	3400	992	6200	459	362	—	—	
		1,65	3580	1313	7000	795	486	—	—	
		1,32	3400	992	6200	459	362	—	—	
Anglia	Nobelit (gelatinos) Gomă BAM (gelatinos)	1,32	3400	992	6200	459	362	—	—	
		1,65	3580	1313	7000	795	486	—	—	

Tabelul XVIII.11

Caracteristicile explozive ale dinamitelor fabricate în România

Specificație	UM	Dinamita			
		I	II	II-L	III
Nitroglicerină	%	65±1	30±1	30±1	34±1
Nitroceluloză	%	2	1	1	2,9
Mononitrotoluen	%	—	3,5	—	2,1
Trinitrotoluen	%	—	7	—	—
Amestec nitroaromatic	%	—	—	9	—
Azotat de amoniu	%	—	57,3	58,5	59
Azotat de sodiu	%	24,1	—	—	—
Dextrină sau făină grâu	%	—	0,7	0,5	4
Carbonat de sodiu	%	0,2	—	—	—
Făină de lemn	%	8,7	0,5	1	—
Cărbune mineral	%	—	—	—	—
Praf de cretă	%	0,00165	0,005	0,0025	0,005
Umiditate	%	1,5	1,5	1,5	1,5
Densitate	g/cm ³	1,5	1,5	1,5	1,5
Stabilitate	min	10	10	10	10
Capacitate de lucru	cm ³	400	400	400	375
Brizanța	mm	19,4	18	18	19
Sensibilitatea detonanței	cm	3	3	3	3
Temperatura de explozie	°C	3450	3120	3120	2920
Căldura de explozie	kcal/kg	1300	1135	1135	1020
Volumul gazelor de explozie	l/kg	800	860	860	860
Viteza de detonație	m/s	6600	6150	6150	6100

Dinamita III are un conținut de 34% nitroglicerină și 59% azotat de amoniu. Temperatura de îngheț este de — 10°C. Față de dinamita I și II are o capacitate de dislocare mai redusă, de aceea este indicată pentru a fi folosită la dislocarea rocilor cu tărie medie. Datorită conținutului ridicat de azotat de amoniu este higroscopică, de aceea trebuie ferită de umezeală. Cartușele de dinamită au diametrul de 25 mm, lungimea de 100 mm și greutatea de 100 g și sunt învelite în hirtie parafinată de culoare albă.

În străinătate dinamita se fabrică într-o varietate mare de sorturi care au, în general, caracteristici similare dinamitelor din țara noastră.

Pentru condiții speciale de lucru (sub apă, temperatură foarte scăzută etc.) se fabrică explozivi cu un conținut mare de nitroglicerină și nitroglicol în amestec cu nitroceluloză.

Explozivii pe bază de nitroglicerină prezintă o serie de proprietăți ca: stabilitate mare față de mediile umede, cantitate mare de energie pe unitatea de volum etc., din care cauză și în prezent acești explozivi constituie în unele țări mijlocul de bază pentru dislocarea rocilor cu tărie mare și cu un grad diferit de umiditate.

Dinamitele, însă, prezintă și o serie de neajunsuri: detonază ușor în urma unui șoc sau a unei frecări; se aprind de la o scînteie sau de la o flacără; datorită sensibilităților mari, sînt necesare măsuri suplimentare pentru manipulare, transport și depozitare.

În timpul depozitării se pot produce modificări ale proprietăților fizico-chimice a dinamitei ca: îmbătrînirea, exudarea și înghețarea care o fac nefolosibilă. La aceste neajunsuri mai trebuie ținut seama de costul ridicat, tehnologia de fabricație complicată etc.

Îmbătrînirea dinamitelor se manifestă prin creșterea în timp a densității lor și prin reducerea sensibilității față de impulsul de inițiere a capselor detonante.

Exudarea dinamitelor se manifestă prin degajarea sub formă lichidă a nitroglicerinei pe învelișul cartușului.

Înghețarea dinamitelor se manifestă mai ales la dinamitele în compoziția cărora nu este inclus nitroglicolul. În stare înghețată, dinamitele devin mai puțin sensibile față de detonație, în schimb sensibilitatea la manipulare crește, astfel că la cea mai ușoară apăsare a cartușului se poate produce explozia.

Toate aceste neajunsuri au condus în final la o extindere a explozivilor pe bază de azotat de amoniu în defavoarea dinamitelor.

3.2.2.2. Explozivi pe bază de azotat de amoniu

Dezvoltarea industriei miniere ca și deficitul de nitroglicerină — componentul principal al dinamitelor — a stimulat producerea unei mari varietăți de explozivi pe bază de azotat de amoniu. Această grupă de explozivi este diferențiată în funcție de tehnologia preparării, starea fizică de utilizare și natura elementelor componente.

În funcție de aceste criterii se deosebesc următoarele sorturi de explozivi pe bază de azotat de amoniu:

— explozivi sub formă încartușată (astralitele);

— amestecuri simple în vrac constituite din azotat de amoniu și carburanți lichizi — motorină; carburanți explozivi — trotil, hexogen; carburanți neexplozivi — pulberi de aluminiu;

— flămuri sau geluri explozive constituite din soluții apoase suprasaturate cu azotat de amoniu, trotil granulat și pulberi de aluminiu.

În tabelul XVIII.12 sînt prezentate caracteristicile citorva explozivi pe bază de azotat de amoniu.

Astralita. Se prezintă sub formă de pulberi cenușii, livrate producției în cartușe de 100 g, ambalate în hirtie de culoare gălbuie, parafinată, cu diametrul de 30 mm, lungimea de 100 mm și densitatea de 1 — 1,09 g/cm³. Face parte din grupa explozivilor detonanți cu putere de explozie medie. Detonează ușor de la o capsă pirotehnică sau electrică.

Poate fi utilizată la temperaturi mici pînă la — 10°C, este în schimb foarte higroscopică și se alterează foarte repede în medii umede aglutinînd și transformîndu-se într-o masă compactă. Higroscopicitatea și aglutinarea sînt neajunsurile fundamentale ale astralitelor. În astfel de stări își pierd sensibilitatea la detonație, produc rateuri și prezintă un permanent pericol de accidentare a personalului. De aceea, umiditatea astralitelor trebuie să fie sub 0,5 %. Se folosește la săparea lucrărilor miniere în roci cu tărie medie, în minele de minereuri, saline, cariere cu locuri de muncă lipsite de apă. Utilizarea astralitei în minele grizutoase este interzisă.

Amonitele. Explozivii similari astralitelor în străinătate se numesc amonite. Nu conțin nitroglicerină, iar componentul principal este azotatul de amoniu în proporție de 79—85 %. Mai conțin trotil în proporție de 5—21 % și adaosuri combustibile din făină de lemn, sau turbă. Capacitatea de lucru a amonitelor crește prin introducerea

Caracteristicile explozivilor pe bază de azotat de amoniu

Tipul explozivului	Compoziția explozivului	Caracteristici						
		Căldura exploziei		Volumul specific de gaze [l/kg]	Densitatea incărcării [kg/dm³]	Capacitatea de lucru [cm³]	Brizanta [mm]	Viteza de detonație [km/s]
		kcal/kg	kJ/kg					
Astralită	Azotat de amoniu, trotil, ni- troglicerină	940	3950	1870	1—1,09	350	16	4,8
Amonită	Azotat de amoniu cu trotil	—	4315	895	1,0—1,2	360	14—16	3,6
Amonită de stîncă	Azotat de amoniu, trotil, he- xogen, pulberl de alumi- niu	—	5413	830	1,53	480	28	6,0
AM—1	Azotat de amoniu și moto- rină	920	—	900	0,9—1,1	300	12	2,7
AMAL—10	Azotat de amoniu, motorină și pulberl de aluminiu	1100	4525	900	847	390	19	3,2
Zeronogranulit 30/70 V	Granule de azotat de amo- niu învelite cu o peliculă de trotil	1030	3820	800	1,1	330	24	4,0
Gramonal A—8	Granule de azotat de amo- niu, trotil granulat și pul- bere de aluminiu	1280	5380	860	1,0	420	10	3,8
Acvatol M—15	Granule de azotat de amo- niu, trotil, pulbere de alu- miniu, apă și îngroșător	1474	6180	990	1,4	465	—	4,8
Acvanit 3 L	Granule de azotat de amo- niu, trotil, pulbere de alu- miniu, îngroșător și conți- nut scăzut de apă	840	3880	680	1,45	470	18	5,0

hexogenului și a pulberilor de aluminiu în compoziția lor, formînd *clasa amonitelor de stîncă*.

Amestecuri explozive simple. Acestea sînt constituite din azotat de amoniu pulverulent sau granulat și substanțe combustibile lichide sau solide ca : motorină, negru de fum etc.

Efectul maxim de explozie al amestecului se obține în cazul în care se folosește 94-96 % azotat de amoniu și 6-4 % motorină în greutate. Efectul exploziei este influențat de finețea de măcinare a azotatului de amoniu.

Densitatea de încărcare în cazul încărcării mecanice poate ajunge la valori de 1,1 g/cm³, iar în situația încărcării manuale, 0,9 g/cm³.

Amestecurile explozive simple au o tehnologie de preparare simplă, putînd fi realizate chiar la locul de muncă. În prezent amestecurile simple sînt pregătite fie la locul de muncă, fie la fabrică. La locul de muncă motorina este injectată în sacii cu azotat de amoniu, după care se încarcă în găurile de sondă sau se toarnă peste azotatul de amoniu în vrac, se amestecă și apoi se transportă spre găurile de sondă.

În multe cazuri amestecul de azotat de amoniu și motorină se realizează în stații centrale, din care este preluat cu autocisterne și transportat la locul de folosire. Alteori amestecul se realizează în aparate folosite pentru încărcarea lui în găurile de sondă.

În România amestecurile explozive simple sînt cunoscute sub denumirea de *exploziv AM-1*, folosit în cariere și lucrări miniere subterane.

Explozivul AM-1 are o putere mică de explozie și se folosește în cazul rocilor cu tărie mică și medie. Față de ceilalți explozivi, AM-1 prezintă avantajul că nu conține substanțe carburante și sensibilizatori explozivi — trotili, hexogen, nitroglicerină — are o sensibilitate mică la șocurile mecanice și o securitate deplină la manipulare și transport și un cost scăzut.

Ca dezavantaje se menționează : higroscopicitate ridicată și pierderea calității de detonare în medii umede ; aglutinarea amestecului atunci cînd este păstrat în condiții neadecvate ; migrarea motorinei atunci cînd se păstrează o perioadă mai îndelungată sau cînd calitatea amestecului este necorespunzătoare.

Pentru eliminarea procesului de aglutinare s-a trecut la utilizarea azotatului de amoniu granulat (94 % azotat de amoniu granulat și 6 % motorină). În România acest amestec este cunoscut sub denumirea de *Nitramon*.

Amestecul de azotat de amoniu și motorină este cunoscut în terminologia internațională din occident sub denumirea de *AN/FO* (Amoniu nitrat + Fuel oil), iar în U.R.S.S. — *Igdanit* și prezintă avantajul unui cost redus și posibilitatea mecanizării încărcării sale în găurile de sondă.

Amestecuri simple aluminizate. Sînt amestecurile simple explozive în compoziția cărora se mai adaugă pulberi de aluminiu în proporție de 4-8 %.

Pulberea de aluminiu are un rol dublu : elimină posibilitatea de migrare a motorinei și mărește căldura de explozie.

Datorită energiei volumetrice ridicate, amestecurile simple aluminizate pot fi comparate prin efectul exploziei cu cei mai puternici explozivi.

În România amestecurile simple aluminizate sînt denumite *AMAL*.

Dezavantajul acestor amestecuri constă în stabilitatea detonației redusă la umidități mai mari de 2-3 %

Explozivi constituiți din azotat de amoniu granulat și trotil granulat. Amestecul se poate prepara în diferite proporții : 79/21, 30/70, 30/70 V și 50/50 V. Cifra de la numărător indică proporția de azotat de amoniu, iar cea de la numitor, trotilul. Simbolul IV arată că amestecul este rezistent la apă.

În funcție de proporția celor doi componenți, amestecul poate fi folosit în subteran sau în cariere, în medii uscate sau umede. Compoziția 79/21 este indicată atât lucrărilor miniere subterane cât și carierelor, în timp ce compozițiile 50/30 V, 30/70 V sînt indicate numai carierelor cu conținut ridicat de apă.

Explozivi constituiți din azotat de amoniu granulat, trotil granulat și pulberi de aluminiu. Se folosesc în roci cu tărie și umiditate ridicată și, de asemenea, pentru a valorifica mai rațional capacitatea energetică a trotilului și aluminului. În U.R.S.S. poartă denumirea de *Gramonal*. Gramonal A-45 este constituit dintr-un amestec de 45% granule de trotil, 47% azotat de amoniu granulat cu 3% pulbere de aluminiu, iar Gramonal A-50 are 50% trotil granulat, 35% azotat de amoniu granulat și 15% pulbere de aluminiu.

Șlamuri explozive. Elaborarea șlamurilor explozive se bazează pe proprietatea azotului de amoniu de a fi solubil în apă și de a forma prin dizolvare soluție suprasaturată cu azotat de amoniu, în calitate de oxidant, capabilă să detoneze. În această soluție suprasaturată cu azotat de amoniu, se adaugă granule de trotil și pulberi de aluminiu — care reprezintă carburanți solizi ai explozivului — și unele adaosuri de îngroșare pentru a da explozivului consistența dorită. Acești explozivi prezintă o serie de avantaje față de amestecurile simple de tipul AN/FO sau AM-1, și anume:

- își păstrează proprietățile detonante timp îndelungat, chiar în găuri cu apă;
- permit îmbunătățirea densității și a energiei potențiale în concordanță cu caracteristicile fizico-mecanice ale rocilor și granulometria necesară a materialului derozat;
- au o sensibilitate mică față de acțiunile externe, termice și mecanice, permițând mecanizarea integrală a operațiilor de preparare și încărcare în găuri etc.

Densitatea șlamurilor explozive este de 1,4—1,5 t/m³ și pot fi păstrate în medii umede pe perioade îndelungate, de 10—30 de zile.

Energia exploziei pentru acești explozivi este de 780—900 kcal/kg. Viteza mare cu care se degajă energia exploziei dezvoltă o presiune de detonație în masivul de roci egală cu 70 000 daN/cm², iar în rețetele cu pulberi de aluminiu pînă la 170 000 daN/cm², fiind de 2—5 ori mai mare față de amestecurile simple AN/FO, și AM-1, pentru care presiunea de detonație nu depășește 30—35 000 daN/cm².

Cea mai importantă caracteristică a șlamurilor explozive o constituie menținerea presiunii exploziei pe o perioadă îndelungată de timp.

Prin optimizarea raportului dintre componenții carburanți și oxidanți, se asigură acestor explozivi calități detonante deosebite pentru dislocarea rocilor tari și foarte tari, în condiții uscate, umede și foarte umede.

În prezent, U.R.S.S., S.U.A., Suedia, Canada și Japonia au cea mai mare experiență în elaborarea acestei clase de explozivi. În U.R.S.S. șlamurile explozive sînt denumite *acvatoli* și *acvanite*.

În compoziția acvatolilor sînt incluși: — azotatul de amoniu în proporție de 50—60%, azotatul de sodiu pînă la 20%, trotil 10—30%, pulberi de aluminiu pînă la 20%, substanțe de îngroșare 0,5—3%, alte elemente pînă la 0,05%, apă 5—18%.

Acvanitele — spre deosebire de acvatoli — nu dispun de o consistență fluidă, întrucît conținutul de apă din compoziția lor nu depășește 4—12%.

În S.U.A. și Canada șlamurile explozive denumite *slurry*, *slurry blasting agents* (SBA) sau *dense blasting agents* (DBA) sînt comercializate sub denumirea de *Molanite*, *Tovex Powermax*, *Powergel* etc., în compoziția cărora se include fie numai pulbere de aluminiu, fie pulbere de aluminiu cu trotil granulat și substanțe de îngroșare.

În comparație cu amestecurile simple, de tipul AM-1 sau Nitramon, șlamurile explozive prezintă următoarele particularități: concentrația volumetrică a energiei este de 1,5—2,5 ori mai mare; presiunea produselor de explozie este

mai ridicată și acționează asupra masivului un timp mai îndelungat, din care cauză se asigură o mărunțire mai avansată a rocilor și o reducere a supragabaritelor; au o stabilitate ridicată față de mediile umede.

3.2.2.3. Explozivi pe bază de clorați și perclorați

Acești explozivi se bazează pe faptul că sărurile acizilor cloric și percloric, în procesul exploziei, dezvoltă o cantitate de căldură apreciabilă și o cantitate de oxigen liber, care este utilizat pentru oxidarea unor elemente carburante.

Alături de substanța oxidantă, acești explozivi au în compoziția lor o substanță carburantă lichidă sau solidă, iar uneori un exploziv puternic (nitroglicol, pentrită).

În general, sînt explozivi foarte sensibili la șocuri mecanice, ușor inflamabili, temperatura de aprindere fiind mai mică de 300°C, iar arderea poate trece în detonație dacă masa de exploziv este mai mare de 75 kg.

Nici un exploziv din această grupă nu prezintă siguranță față de amestecurile grizutoase și de pulberi explozive.

Datorită pericolului mare ce-l prezintă la manipulare și costului ridicat, explozivii pe bază de clorați și perclorați în prezent sînt practic inutilizabili.

3.2.2.4. Explozivi pe bază de oxigen lichid (oxilievite)

Sînt explozivi care au în compoziția lor substanțe poroase combustibile absorbante (cărbone de lemn, făină de lemn, turbă) îmbibate cu oxigen lichid. Acțiunea explozivă se bazează pe oxidarea carbonului și hidrogenului din substanțele carburante în prezența oxigenului lichid.

Capacitatea explozivă a oxilievitelor depinde de compoziția amestecului absorbant. Pentru diferite compoziții ale acestuia, în amestec cu pulberile metalice se poate obține toată gama de explozivi — de la deflagranți pînă la brizanți de tipul dinamitei.

Explozivii pe bază de oxigen lichid sînt sensibili la șoc, nu prezintă siguranță față de amestecurile grizutoase și pulberi explozive, și nu se pot utiliza în locurile umede.

În etapa actuală oxilievitele nu mai sînt folosite în industria minieră.

3.2.2.5. Pulberea neagră

Pulberea neagră, primul exploziv folosit în exploatarea minierei, este un amestec dintre o substanță oxidantă (azotat de potasiu), o substanță carburantă (cărbone de lemn) și un liant activ — sulful — ce favorizează trecerea oxigenului de la oxidant la carburant.

Se prezintă sub formă de granule brun-cenușii cu irizații metalice, mărimea de 1,03—4,7 mm și cu o greutate specifică de 1,6—1,89 g/cm³.

Este un exploziv sensibil la percute și frecare, ușor inflamabil, temperatura de aprindere fiind de circa 300°C. În cantități mari, arderea trece în explozie.

Viteza de detonație este relativ mică, cuprinsă între 60—600 m/s — în funcție de intensitatea impulsului exterior — ceea ce o situează în grupa explozivilor lenți.

Prezența umidității determină reducerea sau pierderea totală a proprietăților detonante, umiditatea maxim admisă fiind de 1%.

Pulberea neagră se folosește în cantități mari la fabricarea fitilului *Bickford* precum și la efectuarea unor lucrări de împușcare în cariere, atunci când se urmărește desprinderea rocilor în blocuri mari.

3.2.3. EXPLOZIVI DE SIGURANȚĂ

Prin explozivi de siguranță se înțeleg explozivii folosiți în exploatările miniere care sînt mai puțin sensibili la lovituri, manipulare, transport precum și explozivii folosiți în exploatările carbonifere cu concentrații de gaze sau praf de cărbune; explozivii anti-grizutoși sau explozivii folosiți în subteran la temperaturi ridicate; explozivi termorezistenți.

3.2.3.1. Explozivi de siguranță mai puțin sensibili la lovituri, manipulare și transport

Din această grupă fac parte explozivii care au la bază următoarele substanțe explozive: azotatul de amoniu, clorati de K și Na, perclorati de K, Na, amoniu și azotatul de Ca. Cea mai largă utilizare o au explozivii cu azotat de amoniu.

Clorati de potasiu ($KClO_3$) și de sodiu ($NaClO_3$), amestecați cu diferite substanțe combustibile sau explozive, formează explozivi foarte puternici dar cu o sensibilitate la șocuri mai redusă. Ei au avantajul că sînt mai puțin higroscopici decît explozivii cu bază de azotat de amoniu.

Necesită explozivi de inițiere puternici.

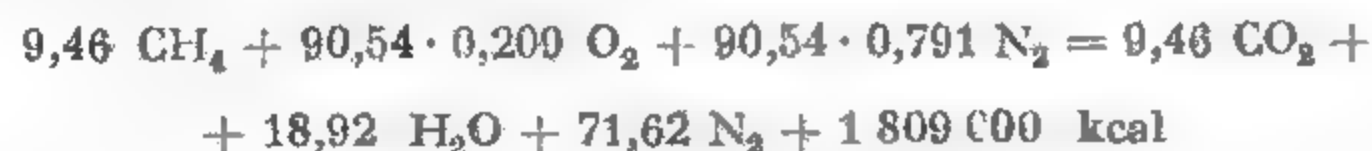
3.2.3.2. Explozivi de siguranță antigrizutoși

În minele de cărbuni cu emanații de gaze, metanul formează în anumite proporții cu aerul un amestec exploziv denumit *grizu*, care în contact cu o sursă de căldură se aprinde sau explodează.

Amestecul care produce cele mai puternice explozii corespunde unei compoziții de 9,46% metan și 90,54% aer. Pentru această compoziție, cantitatea de oxigen din atmosfera minei este suficientă arderii complete a întregii cantități de metan, explozia desfășurîndu-se după următoarea reacție:



Cercetările mai noi au adus o serie de completări în interpretarea reacției explozive a metanului, fiind prezentată ecuația:



În ecuația de mai sus: 90,54 reprezintă cantitatea în kilomoli de aer, iar 9,46 cantitatea în kilomoli de metan; 0,209 (20,9%) este conținutul de oxigen în aerul de mină, iar 0,791 (79,15%) — conținutul de azot, argon și alte gaze în aerul de mină.

Pentru concentrații mai mari de metan explozia este incompletă, întrucît cantitatea de oxigen nu mai este suficientă pentru o ardere completă, iar surplusul de metan nu participă în reacție, rezultînd gazele tipice unei arderi incomplete (CO , H_2).

Limita inferioară de explozie a metanului din amestec este de 5%, iar limita superioară 15%. Aceste limite sînt influențate de temperatură, presiune și existența în amestec a unor gaze și pulberi de praf care se pot întîlni în lucrările miniere.

Aprinderea amestecului metan-aer prezintă o particularitate față de cele mai multe sisteme gazoase combustibile. Astfel, în contact cu sursa de căldură, metanul nu se aprinde imediat, ci după o anumită perioadă de întîrziere, numită *perioadă de inducție*.

Cercetările experimentale au arătat că temperatura minimă de aprindere a metanului în amestec cu aerul este de 650°C, iar pentru această temperatură perioada de întîrziere este de 10 s.

Datorită întîrzierii exploziei metanului, atunci cînd vine în contact cu o sursă de căldură, a devenit posibilă utilizarea explozivilor în minele grizutoase. Perioada de întîrziere a exploziei metanului scade odată cu creșterea temperaturii. La temperatura de 650°C explozia are loc după 10 s, la 756°C după 1 s, la 800°C după 0,5 s, iar la 1000°C după 0,04 s.

Între cauzele care pot produce explozia amestecului metan-aer, lucrările de împușcare participă cu o pondere de 19—20%. După efectuarea lucrărilor de împușcare au loc degajări intense de metan și praf de cărbune, care se amestecă cu aerul din atmosfera locului de muncă, formînd amestecul exploziv metan-aer-praf de cărbune, și care poate fi aprins de produsele de explozie a căror temperatură depășește temperatura minimă de aprindere a metanului.

Praful de cărbune devine periculos la explozie, pentru un conținut de materii volatile (metan, etan, propan) mai mare de 10% și o granulație mai mică de 75 microni.

Concentrarea cea mai periculoasă este de 300—600 g praf la 1 m³ aer, cu limita inferioară de 10—40 g/m³ aer și limita superioară de 2000 g/m³.

Pentru preîntîmpinarea exploziilor la lucrările de împușcare, Normele departamentale de protecția muncii prevăd printre altele ca măsură principală utilizarea unor explozivi speciali denumiți *explozivi de siguranță antigrizutoși*.

Asupra exploziei amestecului metan-aer s-au emis mai multe ipoteze. În urma studiilor a fost emisă *ipoteza termică* potrivit căreia, amestecul metan-aer se poate aprinde datorită temperaturii ridicate a produselor de explozie.

Potrivit ipotezei termice, aprinderea amestecului metan-aer devine inevitabilă, dacă temperatura produselor de explozie este mai mare de 2000°C și nu va avea loc dacă temperatura produselor de explozie va fi mai redusă de 650°C.

Temperatura produselor de explozie este însă mult mai ridicată față de temperatura minimă de aprindere a metanului. Chiar și pentru explozivii de siguranță antigrizutoși, temperatura menționată este de 1700—2000°C.

Dacă însă temperatura ridicată a produselor de explozie acționează asupra amestecului metan-aer o perioadă mai redusă de timp față de perioada de întîrziere a aprinderii metanului, atunci explozia amestecului nu va mai avea loc; cu alte cuvinte, dacă produsele de explozie se vor răci într-o perioadă mai mică de timp față de timpul de întîrziere, atunci aprinderea amestecului metan-aer va putea fi evitată. Potrivit acestei teorii, explozivii de siguranță antigrizutoși vor prezenta un grad mult mai ridicat de securitate, cu cît vor fi mai reduse temperatura produselor de explozie și timpul lor de acțiune asupra amestecului metan-aer.

Teoria termică a fost ulterior dezvoltată emițîndu-se așa-numita *teorie termică nouă*, datorită căreia amestecul metan-aer se va aprinde în cazul cînd produsele de explozie dispun de o energie suficientă pentru a fi capabile să împingă întregul amestec gazos pînă la temperatura de aprindere.

Dacă se notează cu h — cantitatea de căldură a unei molecule din gazele de explozie, necesară să ridice temperatura întregului amestec metan-aer pînă la temperatura de aprindere și cu q — cantitatea de căldură conținută de o moleculă a produselor de explozie, aprinderea amestecului metan-aer nu se va produce în condițiile în care q are valoarea mai mică

decît h . Pentru aceasta este necesar ca şi în compoziţia explozivilor să se introducă substanţe inhibitoare, într-o astfel de cantitate încît căldura conţinută într-un volum al gazelor de explozie, în momentul formării lor, să fie mai mică decît valoarea lui h .

Dacă cantitatea de căldură a unei molecule gram aferentă produselor de explozie notată cu q are valoarea mai mică decît h , nu se poate produce aprinderea amestecului metan-aer.

Relaţia $q < h$ exprimă condiţia de antigrizutanţă a unui exploziv, ceea ce înseamnă că o moleculă gram de produse gazoase rezultate trebuie să aibă căldura mai mică decît căldura de aprindere a metanului. Diferenţa dintre h şi q se numeşte *indice de antigrizutanţă*.

În consecinţă, în minele grizutoase trebuie admişi numai explozivii de siguranţă antigrizutoşi cu temperatură scăzută a produselor de explozie. În acest scop, în compoziţia explozivilor se includ substanţe care dispun de capacitatea de a absorbi căldura produselor de explozie denumite *substanţe inhibitoare* dintre care sărurile halogene dispun de cele mai ridicate calităţi inhibitoare. Adăosul unui procent de 20 % ClNa reduce cantitatea de căldură şi temperatura gazelor de explozie cu 25—30 %.

O altă soluţie pentru creşterea gradului de securitate a lucrărilor de împuşcare constă în introducerea cartuşelor în înveliuri din substanţe inerte cu proprietăţi inhibitoare.

Explozivii de siguranţă antigrizutoşi cu învelişi din substanţe inhibitoare, denumiţi şi *explozivi antigrizutoşi mântăluşi*, au fost mult timp utilizaţi în minele de cărbune din Belgia şi Anglia.

Verificarea explozivilor de siguranţă antigrizutoşi. Verificarea explozivilor antigrizutoşi se face într-un tunel metalic unde, pe baza observaţiilor, se constată dacă explozivul supus verificării aprinde amestecul metan-aer sau metan-aer-praf de cărbune la concentraţia cea mai periculoasă.

Tunelul, cu diametrul de 1,5 m şi lungimea de 15 m, este prevăzut cu o cameră de explozie avînd volumul de 9 m³ şi o cameră de detentă cu un volum de 17,2 m³.

Încărcăturile de exploziv sînt introduse într-un mortier de oţel prevăzut cu un canal central avînd lungimea de 900 mm şi diametrul de 50 mm, cu ajutorul căruia se poate modela comportarea încărcăturilor în găurile de mină. Mortierul se aşază în camera de explozie a tunelului (fig. XVIII.8) şi se încarcă cu 600 g din explozivul supus verificării, reprezentînd încărcătura limită. În camera de explozie a tunelului se creează cea ma-

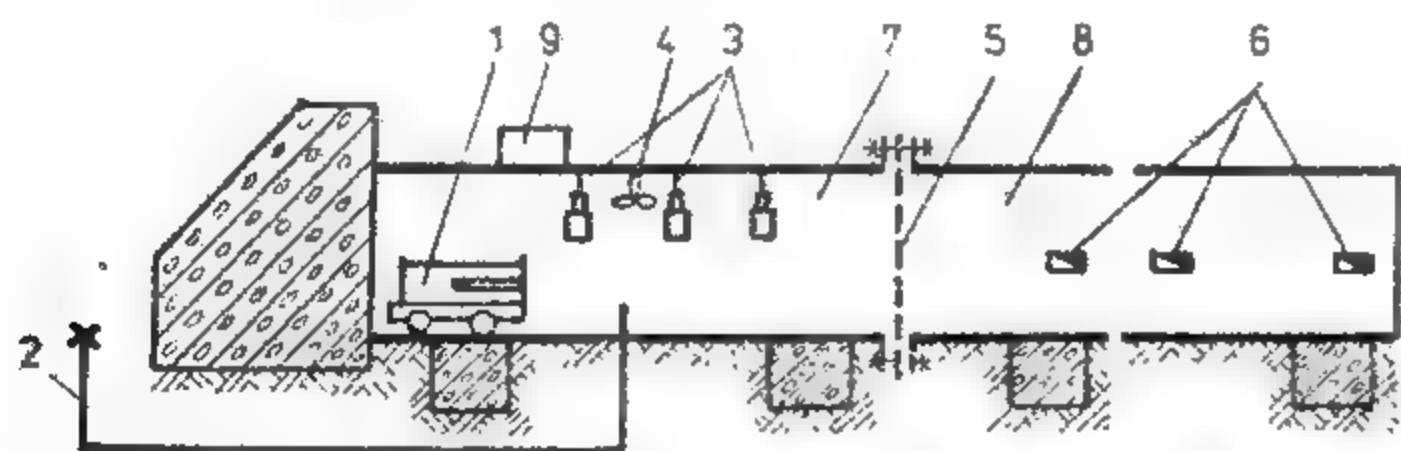


Fig. XVIII.8. Verificarea explozivilor de siguranţă antigrizutoşi în tunelul de încercări :

7 — mortier cu gaură centrală în care se introduce încărcătura de exploziv; 2 — conductă de alimentare cu metan; 3 — saci cu praf de cărbune care prin explozare formează un nor de praf; 4 — ventilator de omogenizare; 5 — diafragmă de hirtie care separă camera de explozie de cea de detentă; 6 — ferestre de observare; 7 — cameră de explozie; 8 — cameră de detentă; 9 — ventilator de aerisire.

periculoasă concentraţie de metan-aer sau metan-aer-praf cărbune. În astfel de condiţii se fac 10 încercări, sau 10 trageri, în timpul cărora explozivul supus verificării nu trebuie să aprindă amestecul metan-aer sau metan-aer-praf cărbune. Dacă încărcătura limită nu a reuşit să aprindă amestecul menţionat, explozivul este omologat şi recomandat pentru utilizare pe scară industrială. Din motive de siguranţă, încărcătura limită pe gaura de mină în cărbune este de 500 g, iar în steril de 600 g.

Elaborarea explozivilor de siguranţă antigrizutoşi. Explozivii de siguranţă antigrizutoşi trebuie să îndeplinească următoarele condiţii :

- căldura de explozie să nu fie mai mare de 900 kcal/kg;
- potenţialul explozivului să fie limitat la valori la 100—240 cm³ pentru cărbune şi 240—300 cm³ pentru steril;
- să asigure o bună detonaţie;
- bilanţul de oxigen să fie nul sau uşor pozitiv, pentru a nu se putea forma gaze ce ar activa aprinderea metanului (CO, N₂, NO₂, O₂);
- să conţină substanţe inhibitoare.

Explozivii antigrizutoşi sînt grupaţi în următoarele clase :

- explozivi admişi numai pentru împuşcare în steril, încadraţi în clasa III;
- explozivi admişi pentru lucrările de împuşcare în cărbune, încadraţi în clasa IV;
- explozivi cu siguranţă mărită admişi în locuri de muncă cu degajări intense de metan, încadraţi în clasa V;
- explozivi cu un înalt grad de siguranţă admişi pentru locuri de muncă cu grad de pericolitate deosebit de ridicat.

Explozivi destinaţi numai pentru efectuarea lucrărilor de împuşcare în steril (clasa III). În această clasă este inclus *explozivul de siguranţă antigrizutos AGS—1*, cu următoarele caracteristici : căldura de explozie de 655 kcal/kg, temperatura de explozie 2190°C, volumul de gaze de 625 l/kg. Cartuşele de exploziv AGS—1 sînt învelite în hirtie de culoare roşie.

Explozivi indicaţi pentru executarea lucrărilor de împuşcare în cărbune (clasa IV). În această clasă este încadrat *explozivul de siguranţă antigrizutos AGC—1*, folosit atît la săparea lucrărilor miniere de pregătire în cărbune cît şi la efectuarea lucrărilor de împuşcare în abataje. Cartuşele de exploziv AGC—1 sînt învelite în hirtie de culoare albastră.

Un nou exploziv de siguranţă antigrizutos este *explozivul AG* cu calităţi detonante superioare, care poate fi utilizat atît în cărbune cît şi în steril. Este învelit în hirtie de culoare alb-gălbui. Compoziţia şi caracteristicile detonante ale explozivilor AGS—1, AGC—1 şi AG sînt prezentate în tabelul XVIII.13.

Centrul de Cercetări pentru Securitate Minieră din Petroşani (C.C.S.M.) a elaborat recent noul *exploziv de siguranţă antigrizutos AGO*, care conţine săruri alcaline inerte din grupa oxalaţilor de amoniu şi *explozivul SM* (siguranţă metan). Ambele sorturi au în compoziţia lor substanţe inerte inhibitoare.

În afară de explozivii antigrizutoşi obişnuiţi la care antigrizutanţa se realizează prin raportul favorabil al constituenţilor (oxidant — combustibil — săruri inhibitoare), în practica mineritului mondial se mai realizează şi folosesc *explozivi uşuraţi* şi *explozivi cu schimbători de ioni*.

Explozivii uşuraţi se realizează prin reducerea densităţii explozivilor antigrizutoşi. Astfel se asigură o accelerare a reacţiei de descompunere în gaura de mină, ceea ce reduce posibilitatea expandării în atmosfera explozivă înconjurătoare a unor produse intermediare ale reacţiei. Reducerea densităţii se realizează prin introducerea în compoziţia explozivului a unor substanţe foarte uşoare ca : turbă, făină de lemn, spumă de uree etc., obţinîndu-se astfel explozivi cu o densitate de 0,8 g/cm³.

Tabelul XVIII.13

Explozivi de siguranță antigrizutoși folosiți în România

Specificație	U.M.	AGC ₁	AGS ₁	AG
Nitroglicerină	%	10±0,5	10±0,5	10,5±0,5
Azotat de amoniu	%	40±1	51±1	57±1
Sulfat de sodiu	%	23,8±0,7	26±0,7	—
Clorură de sodiu	%	20±0,5	5±0,5	30,5±1
Făină de lemn	%	6,20±0,5	8±0,5	2
Densitate	g/cm ³	0,9—1,15	0,9—1,15	1,10
Umiditate, max.	%	1	1	1
Capacitate de lucru (Trauzl)	cm ³	140	200	230
Brizantă (Hess)	mm	9	10	10,5
Sensibilitate la detonație	cm	4	4	4
Încărcătură limită:				
— față de metan	g	600	600	600
— față de praf de cărbune	g	700	—	700

Explozivii cu schimbători de ioni se realizează dintr-un amestec constituit — pe lângă alte substanțe — din clorură de amoniu și azotat de sodiu, din care în reacția de descompunere se formează clorură de sodiu în stare născindă cu calități inhibitoare superioare. Acești explozivi prezintă o siguranță foarte ridicată, încărcătura limită care nu aprinde metanul fiind de 2 200 g.

Acești explozivi au însă caracteristici balistice inferioare explozivilor antigrizutoși obișnuiți. Potențialul redus — de circa 120 cm³ — al explozivilor cu schimbători de ioni se compensează însă prin posibilitatea mării încărcăturii pe gaură, fără riscuri.

În țara noastră, ca exploziv de înaltă siguranță cu detonație selectivă, se experimentează în prezent, la C.C.S.M. — Petroșani, explozivul DS destinat pentru lucrările de împușcare în cărbuni friabili și sisturi bituminoase.

În tabelul XVIII.14 sunt prezentați câțiva explozivi antigrizutoși fabricați în străinătate.

Cauzele rateurilor explozivilor de siguranță antigrizutoși. Datorită calității necorespunzătoare a explozivilor de siguranță antigrizutoși sau a nerespectării tehnologiei de împușcare se pot produce rateuri a găurilor de mină ca urmare, fie a trecerii detonației în deflagrare, fie datorită efectului de canal ce se manifestă atunci când între carlușele de exploziv și pereții găurii de mină rămâne un spațiu liber sau datorită pătrunderii produselor de explozie în găurile de mină învecinate etc.

Pentru prevenirea rateurilor și aprinderii amestecului metan-aer-praf de cărbune s-au elaborat o serie de măsuri care se referă pe de o parte la utilizarea unor explozivi cu un înalt grad de rezistență față de efectul de canal, iar pe de altă parte la tehnologia de împușcare și la asigurarea unui climat în frontul de lucru care să împiedice aprinderea amestecului gaz-aer-praf de cărbune prin inertizarea atmosferei locului de muncă cu praf inert sau apă și utilizarea spumantilor și a sărurilor de inertizare.

În condiții deosebit de periculoase, cu degajări intense de metan, este indicată înlocuirea explozivilor de siguranță antigrizutoși cu metode speciale de împușcare, cunos-

Tabelul XVIII.14

Explozivi antigrizutoși fabricați în străinătate

Țara	Denumirea explozivului	Caracteristici									
		Greutate specifică $\left[\frac{\text{daN}}{\text{dm}^3}\right]$	Temperatură de explozie $^{\circ}\text{C}$	Căldură de explozie $\left[\frac{\text{kcal}}{\text{kg}}\right]$	Viteza de detonație $\left[\frac{\text{m}}{\text{s}}\right]$	Capacitate de lucru în mortar balistic $\left[\frac{\% \text{ față de gelatina explozivă}}{\text{cm}}\right]$	Capacitate de lucru (Trauzl) $\left[\text{cm}^3\right]$	Brizantă (Hess) $\left[\text{mm}\right]$	Sensibilitate la detonație $\left[\text{cm}\right]$	Încărcătură limită în mortar cu gaură centrală $\left[\text{g}\right]$	față de praf de metan $\left[\text{g}\right]$
U.R.S.S.	Amonit PJV 20 Echivalent E6	1,15 1,15	2060 —	800 —	4000 2300	— —	265 140	15 8	4 4	900 1000	— 1000
Cehoslovacia	Syterit 18 Sentinit 46 Ostravit (cu schimbători de ioni)	1,05 1,6 1,28	2330 1520 894	835 500 289	3800 4300 1700	57 36 35	280 170 110	12 9,5 5,5	3 2 20	1200 1200 —	1200 1200 —
Ungaria	Nitrocertusit	1,03	1770	608	3350	—	220	11	3	—	—
Iugoslavia	Metan Kamniktit	1,13	1770	603	3250	—	220	14	4	450	600
Polonia	Metanit D2	1,0	—	—	1750	—	200	—	8	500	500
R.D.G.	Weter-arit A	—	—	—	5200	—	190	—	6	—	—
Anglia	Caribel (cu schimbători de ioni) Carrifrac	—	—	—	1500	—	—	—	—	670 1020	— —
Franța	GC 16 (couche améliorée)	1,0	—	—	2000	40	—	—	—	—	—

cute sub denumirea de *metode de împușcare fără flacără*, care se bazează pe utilizarea presiunii ridicate a unor gaze inerte sau a aerului comprimat pentru dislocarea cărbunelui din masiv. În prezent se utilizează următoarele procedee de împușcare fără flacără:

— procedeul *Cardox* care utilizează bioxidul de carbon lichid și apoi trecerea acestuia prin încălzire în stare gazoasă ce dezvoltă o presiune capabilă să producă dislocarea cărbunelui (explozie fizică);

— procedeul *Hidroox* care are încărcătura formată dintr-un amestec de azotat de amoniu, nitrat de magneziu și făină de lemn. În urma reacțiilor chimice ce se produc se degajă CO_2 și H_2ON_2 ;

— procedeul *Aerdox* la care cartușul se încarcă cu aer comprimat.

3.2.4.3. Explozivi de siguranță termorezistenți

În unele mine de minereuri metalifere roca mineralizată în contact cu aerul se oxidează intens și degajă căldură care poate ajunge până la 100–120°C.

În aceste condiții explozivii ordinari se deteriorează sau utilizarea poate deveni periculoasă, întrucât sub influența căldurii degajate de rocă poate avea loc deflagrarea sau detonarea prematură a încărcăturilor de exploziv, ca urmare a reacției chimice de descompunere a explozivului. Temperatura minimă la care reacția de descompunere primește caracter exploziv se numește *temperatură de decretație*. Din această cauză explozivii ordinari nu pot fi folosiți la temperaturi de peste 50°C.

Pentru efectuarea lucrărilor de împușcare în locurile cu degajări mai mari de căldură, în România se utilizează *explozivul de siguranță termorezistent TR-1* care are următoarea compoziție: 20 % trotil, 79 % azotat de amoniu și 1 % făină de lemn. Acest exploziv poate fi utilizat până la temperatura de 80–100°C. Caracteristicile sale fizice și balistice sînt prezentate în tabelul XVIII.9.

3.2.4.4. Explozivi rezistenți la apă sub presiune

Experiența acumulată pe plan mondial arată necesitatea de a se utiliza la împușcarea sub presiune de apă în minele grizutoase și cu pericol de praf exploziv, numai a explozivilor antigrizutoși, ca și la împușcarea normală.

Explozivii întrebunțați trebuie să fie capabili să detoneze și după ce sînt menținuți în apă sub presiune.

Cercetările făcute în acest sens au arătat că se pot utiliza fie explozivi gelatinoși, rezistenți la apă, fie explozivi pulverulenți, încartușați special cu protecție contra apei. Pentru a asigura transmiterea detonației în întreaga încărcătură de exploziv din gaura de mină, încărcătura este constituită dintr-un cartuș unic de lungime necesară, plasat într-o manta de plastic.

În tabelul XVIII.15 sînt prezentați cîțiva explozivi antigrizutoși rezistenți la apă sub presiune.

Tabelul XVIII.15

Explozivi antigrizutoși rezistenți la apă sub presiune

Caracteristici	Franța		Belgia
	H ₂	H ₂ S	Kempenit
Densitate	1,65	1,80	—
Viteză de detonație sub presiunea apei, m/s	6200	6200	2152
Presiunea apelor maxim admisă, daN/cm ²	25	25	30

4. MIJLOACE DE APRINDERE A EXPLOZIVILOR ȘI DE ÎNȚIERE A EXPLOZIILOR

În grupa mijloacelor de inițiere a exploziilor sînt cuprinse *capsulele detonante*, *fitilul Bickford* și *fitilul detonant*. Atît capsulele detonante cît și fitilul detonant conțin *substanțe explozive de inițiere*, care detonează sub acțiunea unei flăcări sau scintei, formînd o undă dinamică de șoc, sau impulsul inițial, care provoacă detonarea încărcăturilor de exploziv.

Explozivii de inițiere se împart în două grupe:

- *primari*, care detonează ușor în urma unei încălziri, frecări sau a unui șoc;
- *secundari*, care detonează sub acțiunea unei de șoc a explozivului primar.

Ca explozivi de inițiere primari se folosesc *fulminatul de mercur*, *azotura de plumb* și *trinitrozorcinalul de plumb*, iar ca explozivi de inițiere secundari *tetrilul*, *therul* și *hexogenul*. În tabelul XVII.16 sînt prezentate principalele caracteristici ale substanțelor explozive de inițiere.

Explozivii de inițiere se introduc în tuburi metalice (cupru, aluminiu, oțel) cu diametrul de 7 mm și lungimea de 40–80 mm, închise la un capăt, și care conțin explozivii de inițiere primari și secundari într-o cantitate de maximum 2 g numite *capsule detonante*.

După nodul de aprindere al încărcăturii de inițiere, capsulele detonante se împart în două categorii:

- capsule detonante *pirotehnice*, care se aprind de la o flacără deschisă transmisă prin intermediul fitilului *Bickford*;
- capsule detonante *electrice*, care se aprind prin intermediul unui dispozitiv electric fixat în continuarea capsulei detonante.

La fabricarea capselor se are în vedere faptul că fulminatul de mercur în contact cu aluminiul formează fulminați sensibili, după cum azotura de plumb în contact cu cuprul formează acizi foarte periculoși.

Ca urmare, la realizarea încărcăturilor de inițiere în tuburile de cupru se va introduce fulminat de mercur, iar în tuburile de aluminiu se va folosi azotura de plumb.

Substanțe explozive de inerție

Denumirea	Caracteristici și proprietăți	Greutatea specifică [daN/dm ³]	Bilanțul de oxigen [%]	Temperatura de explozie [°C]	Căldura de explozie [cal/kg]	Viteza de detonație [m/s]	Volum de gaze [l/kg]	Proba frauzi [cm ³]
1	2	3	4	5	6	7	8	9
Fulminat de mercur <chem>Hg(CNO)_2</chem>	Pulbere de cristale mărunte de culoare albă sau cenușie. Până la 50 °C este foarte stabil. La temperaturi mai ridicate începe să se descompună. În stare uscată este foarte sensibil și chiar o ușoară zgriere poate produce explozia. În stare presată este mai puțin sensibil la acțiuni exterioare de orice gen, din care cauză capsulele detonante cu fulminat de mercur presat se pot transporta, pe cînd transportul său în stare pulverulentă este interzis. Nu este higroscopic însă capsulele încărcate cu el trebuie să fie ferite de umezeală, deoarece fulminatul de mercur umezit păstrează umiditatea și în această stare produce rateuri.	3,5	-11,8	4450	405	6500	316	110
Azotură de plumb <chem>Pb(N_2)_3</chem>	Pulbere de cristale fine albe, care sub influența luminii devin galbene. Nu-și pierde proprietățile explozive sub influența umidității și face explozie chiar cu o umiditate de 30%. Din punct de vedere al acțiunii șocurilor sau a flăcării este mai puțin sensibilă decît fulminatul de mercur. Din această cauză, în capse, peste ea se presează mici cantități de trinitroresorcinat de plumb care se aprinde mai ușor. Azotura de plumb are o capacitate de înțiere mai puternică decît fulminatul de mercur și permite folosirea ei în capse în cantități mai mici.	4,6	-	4300	381	5300	308	115

Tabelul XVIII.16 (continuare)

1	2	3	4	5	6	7	8	9
Trinitroresorcinat de plumb (teneres) <chem>C_6H(NO_2)_3O_3PbH_3O</chem>	Cristale galben-aurii care la aer se înegresc. Este puțin higroscopic și umiditatea nu-i alterează proprietățile explozive. Nu reacționează cu metalele. Sensibilitatea la șoc este de aproximativ 6 ori mai mică decît a fulminatului de mercur și de 2 ori mai mică decît a azoturii de plumb. Reacționează mai ușor la flacără în comparație cu azotura de plumb.	2,0	-56	3030	418	5200	448	-
Tetrit <chem>C_7H_3N(NO_2)_4</chem>	Pulbere cristalină de culoare galbenă-deschisă. Nu reacționează cu metalele. Umiditatea nu-i alterează proprietățile explozive. La frecare și șoc este incomparabil mai puțin sensibil decît celelalte substanțe explozive de inițiere.	1,6	-47,4	3810	1078	7200	442	350
Hloxogen <chem>C_3H_4N_3(NO_2)_3</chem>	Pulbere cristalină de culoare albă care nu-și modifică proprietățile sub influența umidității. Sensibilitatea la șoc a hexogenului este aproximativ asemănătoare tetritului.	1,7	-	3850	1500	8300	908	520
Ten (pentrit) <chem>C(CH_3ONO_2)_4</chem>	Pulbere cristalină de culoare albă. Este insolubil în apă și nu-și pierde proprietățile explozive în prezența umidității. Se aprinde greu. Aprins în cantități mici arde liniștit, dar în cantitate de peste 1 kg face explozie. Sensibilitatea la acțiuni mecanice este egală cu a tetritului.	1,75	-10,1	4000	1410	8400	780	500

4.1. APRINDEREA EXPLOZIVILOR CU AJUTORUL FITILULUI ȘI CAPSELOR DETONANTE PIROTEHNICE

4.1.1. FITILUL BICKFORD

Fitilul *Bickford* denumit și *fitil de amorsare* este format dintr-un miez continuu de pulbere neagră prevăzut în centru cu un fir de bumbac și protejat cu ajutorul unui înveliș format din trei straturi de bumbac sau lută împletite.

Cantitatea de pulbere neagră este astfel calculată încât să revină 5 g pe 1 m de fitil. În funcție de condițiile de lucru, se fabrică două tipuri de fitil *Bickford* și anume:

- pentru locuri uscate sau umede;
- pentru lucrări sub apă sau în locuri cu apă.

La ambele tipuri de fitile, firele de bumbac sau lută din straturile 2 și 3 sunt impregnate cu bitum; în plus, la tipul al doilea, stratul 3 este acoperit cu masă de cauciuc.

Fitilul *Bickford* nu este admis în minele grizutoase și în minele cu pulberi explozive, deoarece flacăra care se produce la arderea pulberii negre poate produce aprinderea amestecului metan-aer-praf carbune.

Fitilul *Bickford* trebuie să îndeplinească următoarele condiții; să aibă diametrul exterior de 4,8 — 5,5 mm pentru a putea fi introdus în lăcașul liber al capsei detonante; aspectul exterior să fie uniform, fără crăpături sau rupturi; să ardă numai miezul, nu și învelișul, iar timpul de ardere să fie de 100—125 s/m.

Tehnologia aprinderii explozivilor cu capse pirotehnice și fitil *Bickford* constă în controlul și tăierea fitilului în funcție de adâncimea găurii de mină, prinderea capsei la fitil, amorsarea cartușului cu capsă pirotehnică și fitil și aprinderea fitilului. Lungimea minimă admisă de Normele departamentale de protecția muncii este de 120 cm, crescând cu cîte 10 cm pentru fiecare gaură de mină în plus. Găurile de mină care se impușcă simultan vor avea aceeași lungime de fitil.

Capătul de fitil care este fixat la capsă se taie perpendicular, pentru ca jetul de flacăra să aprindă în mod cert încărcătura primară din capsă.

Fixarea capsei la fitil se efectuează cu ajutorul unui clește special.

Amorsarea cartușului de exploziv constă în introducerea capsei detonante în cartușul exploziv.

Aprinderea fitilului se face de artificier cu ajutorul unui chibrit sau o bucată de fitil de amorsare. Un artificier poate aprinde cel mult 8 găuri de mină cu fitil.

Avantajele mijloacelor pirotehnice de inițiere constă în simplitatea operațiilor și siguranță față de efectele descărcărilor electrice atunci cînd se lucrează în cariere, sau construcții hidrotehnice din zone montane.

Dezavantajele sînt determinate de limitarea numărului de încărcături care pot fi inițiate și de faptul că artificierul se găsește în frontul de lucru atunci efectuează aprinderea fiecărui fitil.

4.1.2 FITILUL DETONANT

Aprinderea explozivilor cu fitil detonant se utilizează în exploatarea la zi și în minele de minereuri metalifere. Acest fitil constă dintr-un miez format din explozivi de inițiere (then, hexogen) cu o greutate de 12 g/m și un înveliș format din două straturi de bumbac, protejat în exterior de un înveliș de masă plastică. Învelișul de masă plastică

este colorat în roșu, verde, albastru, roz sau portocaliu pentru a fi mai ușor deosebit de fitilul *Bickford*.

În tabelul XVIII.17 sînt prezentate cîteva tipuri de fitile detonante utilizate în România.

Fitilul detonant are diametrul de 4,8—5,8 mm și viteza de detonație cuprinsă între 6 000 și 7 400 m/s. Aprinderea fitilului detonant se face cu ajutorul unei capse

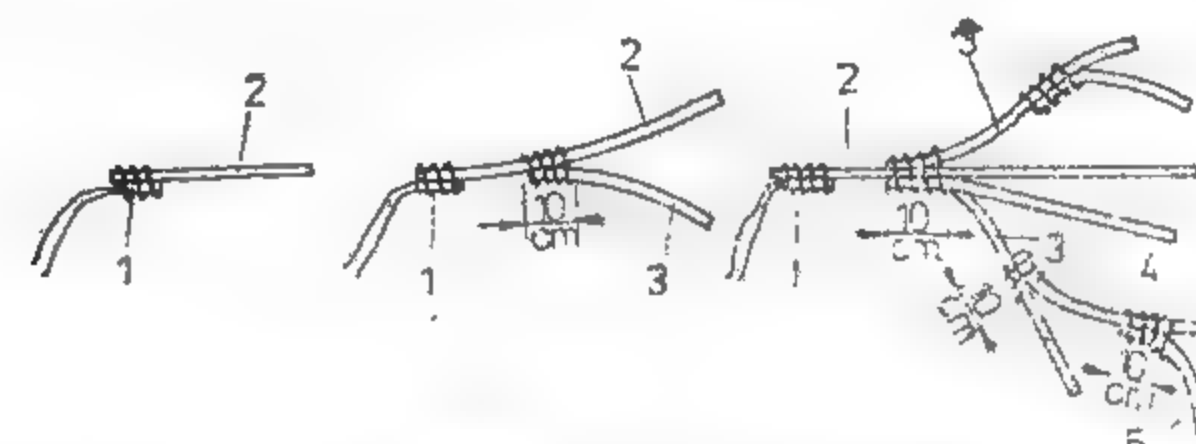


Fig. XVIII.9. Inițierea și transmiterea detonației cu ajutorul fitilului detonant:

1 — capsă detonantă; 2 — conductor principal de fitil detonant; 3, 4, 5 — conductori secundari de fitil detonant.

detonante care se leagă de fitil cu o bandă izolatoare sau sîrmă izolată. Unda detonantă produsă de capsă este transmisă fitilului, iar unda detonantă dată de fitil se transmite încărcăturilor de exploziv. Fitilul detonant își păstrează calitățile detonante în medii umede datorită izolației sale, dar este mai puțin rezistent în mediile cu temperaturi ridicate. În prezent se produc fitile detonante termorezistente care rezistă la temperaturi de peste 120°C.

Cînd impușcarea se face în găuri de sondă se întocmește *rejeaua de impușcare* formată din: capsă detonantă, fitilul detonant principal și fitilele detonante care se ramifică în fiecare gaură de sondă (fig. XVIII.9).

Pentru realizarea întîrzierii detonației (trepte de întîrziere milisecundă) se folosesc releu pirotehnice. Acestea constau dintr-un tub rigid de carton sau metal de 138 mm lungime și 7,1 mm diametru, ce conține o substanță pirotehnică de întîrziere din oxid de cupru și o capsă detonantă (fig. XVIII.10).

Folosirea fitilului detonant și a releelor pirotehnice asigură o utilizare rațională a energiei explozivilor și o siguranță ridicată.

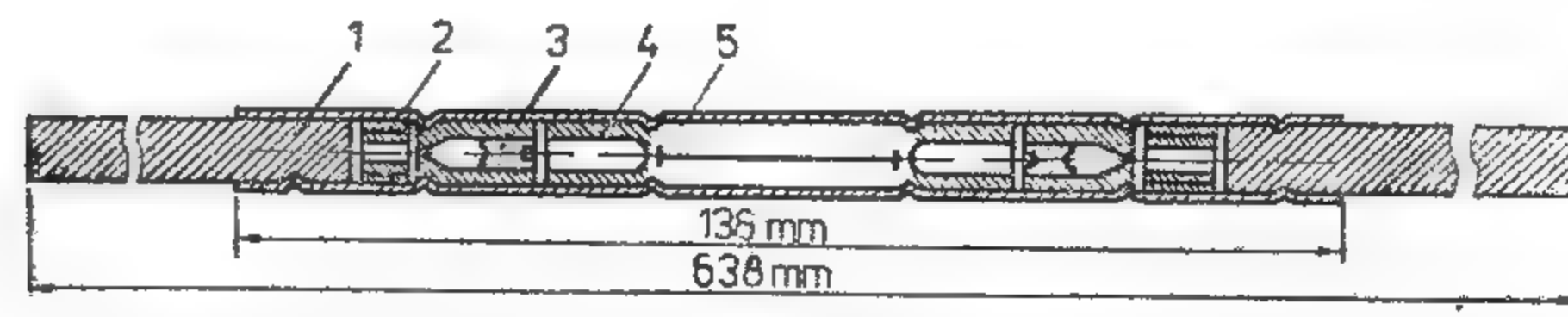


Fig. XVIII.10. Relu de întîrziere cu dublu sens de transmitere a detonației:

1 — fitil detonant; 2 — capsă detonantă; 3 — substanță de întîrziere; 4 — căpăcel intermediar; 5 — tub metalic.

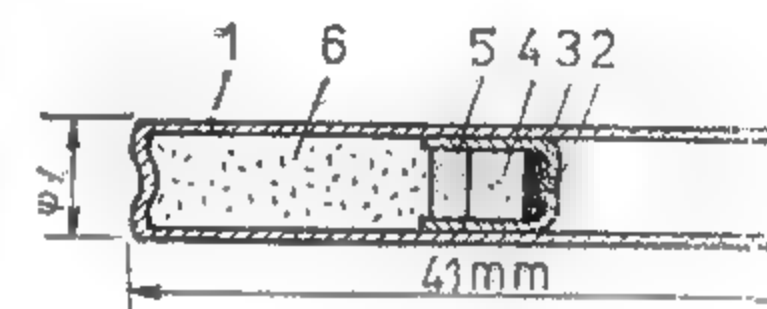
TIPUL	CARACTERISTICI					Termen de garanție
	Viteza de detonare [m/s]	Ø exterior [mm]	Încărcătura [g/m]	Construcție		
DETOCORD P 12 (România)	6000—7400	5,3	12	Fir marcare gri-negru; exploziv PETN; folie sintetice; două înfășurări din fire de bumbac, manta PVC albastră		1 an
DETOCORD P 20 (România)	6000—7400	6,1	20	Fir marcare gri; exploziv PETN; folie sintetice; două înfășurări din fibre de bumbac; manta PVC roz		1 an
DETOCORD H 20 (România)	6000—7400	6,3	20	Fir marcare alb; exploziv ROX; folie sintetice; două înfășurări din fire de bumbac; manta PVC roz		1 an
DYNACORD (R.F.G.)	6500	5,3	12	Fir marcare roșu-violet; exploziv PETN; folie sintetice; două înfășurări din fire de bumbac; manta PVC verde		2 ani
DETONEX (ELVEȚIA)	7000	5,2	12	Fir marcare alb; exploziv PETN; fibra în lung; o înfășurare din fibre sintetice; manta PVC portocaliu		2 ani
NP-v (CEHOSLOVACIA)	6000	5,5	12,5	Fir marcare alb; exploziv pentrit; folie sintetice; două înfășurări din fibre de bumbac; manta PVC verde		2 ani
NPK (R.D.G.)	6000—7000	5	12	Fir marcare alb; exploziv NITROPENTA; două înfășurări din fibre de bumbac; manta PVC roșie		4 ani
(BULGARIA)	6500	6,3	12	Fir marcare alb; exploziv NITROPENTA; două înfășurări din fibre de bumbac; manta PVC roșie		—
(U.R.S.S.)	6750	6,5	12	Fir marcare alb; exploziv NITROPENTA; două înfășurări din fibre de bumbac; manta PVC roșie		—

4.1.3. CAPSE DETONANTE PIROTEHNICE

Capsa detonantă pirotehnică constă (fig. XVIII.11) dintr-un tub metalic (aluminu, alamă, cupru, oțel) sau carton presat (1) deschis la unul din capete și umplut pe o porțiune de 2/3 din lungimea sa cu exploziv de inițiere primar (3, 4 și 5) și secundar (6). Explozivii de inițiere sunt acoperiți cu căpăcelul (2), prevăzut cu un orificiu de transmitere a flăcării.

Fig. XVIII.11. Capsă detonantă pirotehnică — tip CM:

1 — tub metalic; 2 — căpăcel; 3 — încărcătură de aprindere (pulbere neagră); 4 — încărcătură de inițiere (fulminat de mercur sau azotură de plumb); 5 — încărcătură intermediară (tetrit sau alt exploziv brizant); 6 — încărcătură brizantă (idem ca la 5).



În prezent, pentru utilizarea în lucrările miniere sunt fabricate capse detonante nr. 8 cu 0,5 g fulminat de mercur și 1 g tetrit și nr. 6 cu 0,2 g azotură de plumb, 0,1 g teneres și 1 g tetrit.

Capsele cu fulminat de mercur au tuburile de alamă, cupru sau bimetal care nu reacționează cu fulminatul de mercur, iar cele cu azotură de plumb au tuburi de aluminu sau aliaje de aluminu.

În România se fabrică capse detonante pirotehnice tip C.M.

Capsele detonante pirotehnice, datorită încărcăturii de inițiere, sunt foarte sensibile la șocuri, scintei și flacără; de aceea trebuie să fie ferite de șocuri, lovituri, zgîriere, temperatură ridicată, iar înainte de întrebuințare trebuie să se verifice starea lor.

4.2. APRINDEREA ELECTRICĂ A EXPLOZIVILOR

4.2.1. CAPSE DETONANTE ELECTRICE

Capsele detonante electrice se deosebesc de capsele detonante pirotehnice prin aceea că sunt prevăzute cu un dispozitiv care asigură transformarea energiei electrice în energie termică, dispozitiv numit *amorsă electrică*. La trecerea curentului printr-un filament adus la incandescență sau printr-o scintee electrică se aprinde o substanță ușor inflamabilă care la rîndul ei face să detoneze explozivul de inițiere a capsei, formîndu-se astfel unda dinamică de șoc sub influența căreia detonează încărcătura de exploziv.

Capsele detonante electrice folosite în exploatarea miniere pot fi clasificate după: modul de aprindere, durata de aprindere, siguranța ce o prezintă mediul în care se folosesc și după sensibilitate.

- 1) După *modul de aprindere* (fig. XVII.12):
 - capse cu fir incandescent sau cu punte;
 - capse cu scintee;
 - capse cu o substanță conducătoare de electricitate.
- 2) După *durata de aprindere*:
 - capse instantanee;
 - capse cu întârziere

— capse cu microîntirziere — sau milisecundă.

3) După siguranța pe care trebuie să o prezinte:

- capse obișnuite;
- capse antigrizutoase;

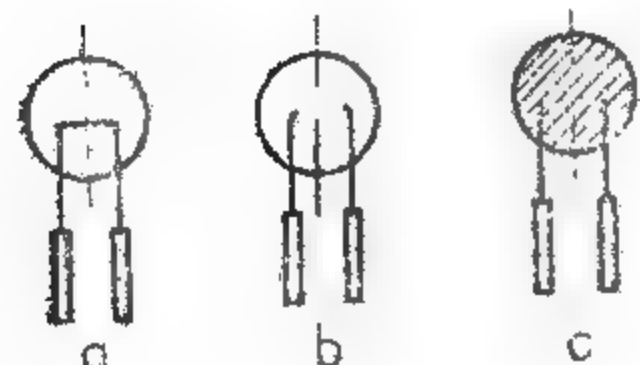


Fig. XVIII.12. Modul de aprindere a capselor electrice:

a — cu fir incandescent; b — cu scinteie; c — cu o substanță conductoare de electricitate.

— capse termorezistente.

4) După mediul în care se folosesc:

- capse pentru medii uscate;
- capse pentru medii umede sau sub apă.

5) După sensibilitate:

- capse normale;
- capse de siguranță;
- capse de înaltă siguranță.

a) **Capse electrice cu fir incandescent.** Dispozitivul de aprindere constă din doi reofori de cupru, oțel sau aluminiu, ale căror capete sînt unite cu o sîrmă avînd lungimea de 4—6 mm și diametrul de 24—54 μ , numită *punte de incandescență* sau *fir incandescent*, fabricat din nicrom (aliaj din 80 % Ni și 20 % Cr), invar (aliaj din 36 % Ni și 64 % Fe) sau constantan. Pe firul incandescent se fixează o picătură de compoziție ușor inflamabilă, alcătuită din 2 strate — unul inferior fixat chiar pe firul de incandescență foarte ușor inflamabil, de obicei picrat de plumb, trinitrozorcinat de plumb, sau un amestec de minium de plumb, clorat de potasiu și sulfocianură de plumb; stratul exterior, care arde cu o flacără puternică, este constituit de obicei din clorat de potasiu amestecat cu sulfură de stibiu.

La trecerea curentului electric, firul devine incandescent, provocînd aprinderea compoziției ușor inflamabile, iar aceasta determină explozia substanței de inițiere primară.

Capsele electrice cu fir incandescent s-au generalizat în România datorită siguranței pe care o prezintă în exploatare și a posibilităților de control a caracteristicilor tehnice funcționale de care dispun.

Firul sau puntea se execută din nicrom și are diametrul de 25—50 μ , cu lungimea de 0,5—5 mm. Fixarea punții poate fi elastică sau rigidă.

Din punct de vedere al timpului de aprindere măsurat din momentul trecerii curentului, se deosebesc trei categorii de capse:

- cu aprindere instantanee;
- cu aprindere întîrziată;
- cu aprindere întîrziată de ordinul milimilor de secundă (milisecundă).

În tabelul XVIII.18 sînt prezentate o serie de capse detonante folosite în minierul din România.

Capsele electrice cu aprindere instantanee. Acestea detonează practic instantaneu, în momentul trecerii curentului prin fir. Transmiterea impulsului de la amorsa de aprindere la încărcătura capsei este de 2—5 mils.

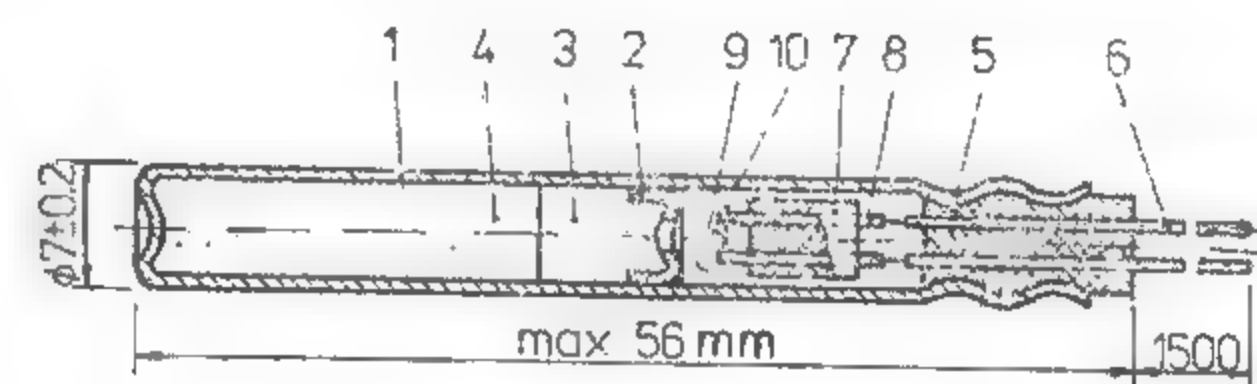


Fig. XVIII.13. Capsă detonantă instantanee tip CEM:

1 — tub metalic; 2 — căpăcel; 3 — încărcătură de inițiere primară; 4 — încărcătură de inițiere secundară; 5 — dop obturator; 6 — reofori; 7 — masă izolantă; 8 — electrozi; 9 — filament; 10 — amorsă de aprindere.

Pentru sectorul carbonifer, gradul ridicat de antigrizutanță se tinde să fie realizat prin învelirea capselor cu substanțe inhibitoare, aplicate sub formă de ecran cu grosimea de 0,1 mm.

Capsele cu tub de aluminiu sînt interzise în minele grizutoase și periculase la praf, întrucît particulele incandescente de aluminiu, rezultate în urma exploziei, pot aprinde amestecul metan-aer sau praf de cărbune. Capsele instantanee se pot recomanda în locuri de muncă cu o temperatură maximă de +40°C. Pentru temperaturi mai ridicate, au fost elaborate capse termorezistente.

În țara noastră sînt fabricate capsele detonante instantanee tip CEM (fig. XVIII.13). Tubul capsei este din cupru, capsă putînd fi folosită la temperaturi de maximum 45°C.

Pentru a rezista eforturilor de smulgere, reoforii împreună cu amorsa sînt puternic fixați în capsă, cu ajutorul unui dop obturator rigidizat prin stringere.

Capse electrice cu întîrziere. Particularitatea acestor capse constă în detonarea lor la un anumit interval de timp față de timpul cînd a fost aprinsă amorsa electrică.

În funcție de intervalul întîrzierii, se deosebesc capse cu întîrzierea aprinderii de 0,5; 0,75; 1; 1,5; 2; 4; 6; 8 și 10 s.

Întîrzierea detonării se realizează cu ajutorul unor substanțe constituite din peroxid de bariu și azotat de potasiu sau a unei bucăți de fitil special care se intercalează între amorsa electrică și explozivul primar al capsei. Mărimea intervalului de întîrziere se reglează în funcție de lungimea substanței sau a fitilului intercalat între amorsă și capsă propriu-zisă.

Capsele au înveliș din cupru, bimetal, sau oțel protejat cu substanțe anticorozive.

În România se fabrică *capse electrice cu întîrziere CEP* (fig. XVIII.14) avînd treapta de întîrziere de 0,5 s și *CEF* cu treapta de întîrziere de 1 s.

Capse electrice cu întîrziere milisecundă. Milisecundă este denumită inițierea pentru care încărcăturile din găurile învecinate detonează într-o anumită succesiune și la intervale de timp măsurate în miimi de secundă.

Capse detonante utilizate

Caracte

Tipuri de capse	Tara	Număr trepte de întirziere	Întirzieri între trepte [mils]	Curent de ne-funcționare [A]	Curent de funcționare [A]	Impuls de ne-funcționare [mWs/Ω]	Impuls de funcționare [mWs/Ω]	Rezistența punții [Ω]
NOBEL DINAMIT A	R.F.G.	1-14	30	0,18	0,8	0,8	3,0	1,0-2,0
DeM-2b	Cehoslovacia	1-11	23	0,18	0,8	0,8	3,0	1,0-2,8
34-MMED-Cu	Iugoslavia	1-10	34	0,18	0,8	0,8	3,0	1,2-1,8
34-MMHED-Cu								
KHG	Ungaria	1-5	15,50 150 300 600	0,18	0,8	0,8	3,2	
DeM-ROT	a	1-10	23	0,18	0,8	0,8	3,0	1,0-2,8
KZnP	Polonia	1-10	26	0,18	0,8	0,8	3,0	1,0-1,8
DeM-A1	Cehoslovacia	1-18	23	0,18	0,8	0,8	3,0	1,0-2,8
CEP	România	0-6	500	0,18	0,8	0,8	3,2	1,1-2,2
CEM	România	—	INSTANTANEE	0,18	0,8	0,8	3,2	1,1-2,2
NOBEL DINAMIT U	R.F.G.	1-16	30	0,45	1,5	8	16	0,4-0,8
NOBEL DINAMIT HU	R.F.G.	1-18	30	4	25	1100	2500	<0,1
MIZP	Austria	1-18	20	4	25	1100	2500	<,01
CM-A1	România	—						
CM-H-00								

Capse detonante

Tabelul XVIII.18

In minele din România

ristici

Parametrii de siguranță	Sensibilitate la șoc mecanic [J]	Sensibilitate la smulgerea dinamică a reofoilor [%]	Domeniu de utilizare	Termen de garanție [luni]
Antigri-zutanța	Termo-rezis-tența			
<1%			În medii uscate, umede și grizutoase	12
<1%		Detonează între 63,765-98,1		
<1%		Detonează între 63,765-98,1	— Nu detonează — La cca. 3% se despr. electrodul de filament	
	Rezistă 24 ore la temp. de 130 °C		În zăcămint cu reacții endoterme, între 60-80 °C în metalurgie, cu mijloace de protecție suplimentară de temperatură.	24
				12
		Detonează între 53,955-98,1	— Nu detonează. — La circa 4% se despr. electrodul de filament. — La 36% se desprinde reoforul de electrod.	6
			În medii uscate, umede și negrizutoase	12
		Detonează între 58,86-98,1	— 3% detonează — La circa 2% se desprinde electrodul de filament. La circa 11% se desprinde reoforul de electrod.	9
			În medii uscate, umede și grizutoase	
			Locuri de muncă unde se face simțită influența : — curenților vagabonzi, liniilor electrice de înaltă tensiune, curenților de înaltă frecvență ; cimpurilor de inducție electromagnetice și electrostatice a fulgerelor.	12
			În medii uscate și negrizutoase.	
			În metalurgie, cu mijloace de protecție suplimentare și limitarea temperaturii.	

pirotehnice

Capsule detonante cu întârziere millisecundă au treptele de întârziere de 25, 50, 75, 100, 150, 250 mils. Pe plan mondial se constată tendința de a fi elaborate noi capsule cu 30 trepte de întârziere, cuprinse între 15—1000 mils.

Intervalele de timp cu valori foarte reduse permit utilizarea mult mai rațională a energiei explozivilor, reducerea consumului de exploziv, creșterea securității și siguranței lucrărilor de împușcare.

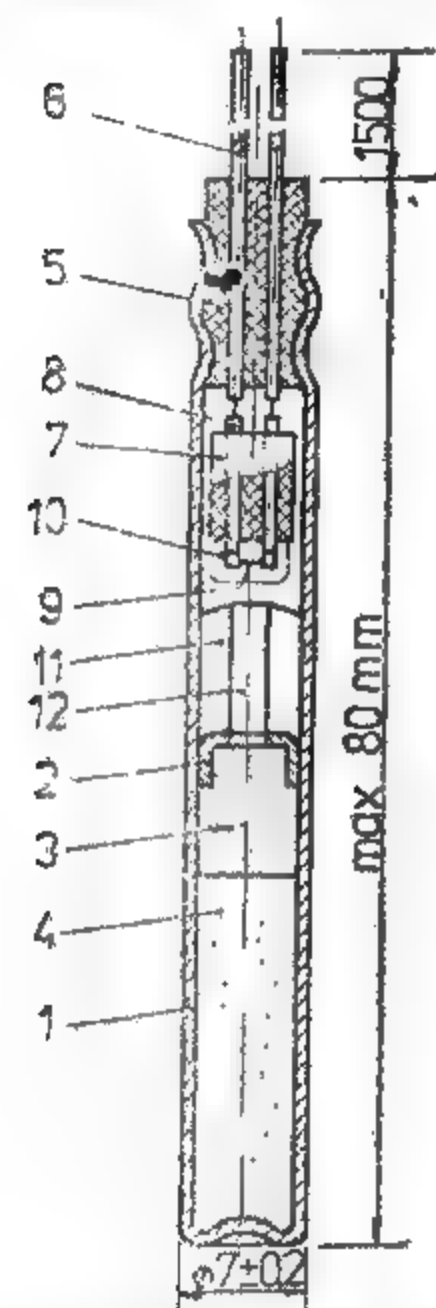


Fig. XVIII.14. Capșa detonantă cu întârziere tip CEP: 1 — tub metalic; 2 — încărcătură de inițiere primară; 3 — încărcătură de inițiere secundară; 4 — dop obturator; 5 — reofori; 6 — masă izolantă; 7 — electrozi; 8 — filament; 9 — amorsă de aprindere; 10 și 11 — încărcătură de întârziere.

În România sunt utilizate capsule millisecundă provenite din Cehoslovacia de tipul *De M* și *De M — Zb* de construcție antigrizutoasă, cu treapta de întârziere de 23 mils.

Capsule electrice termorezistente. Pentru rocile cu temperaturi ridicate sunt utilizate capsule termorezistente cu încărcătura de inițiere formată din azotură de plumb, având temperatura de aprindere mai ridicată decât fulminatul de mercur, tubul în acest caz fiind din aluminiu. În prezent la noi în țară se folosesc cu bune rezultate capsule termorezistente HEG cu aprindere instantanee și KHG cu aprindere millisecundă, fabricate în Ungaria.

Capsule de siguranță și de înaltă siguranță. Întrucât în multe cariere și în unele lucrări miniere subterane există pericol permanent de influențe electrice străine, ca de exemplu curenți vagabonzi, inducții electrostatice și electromagnetice, produse de linii de înaltă tensiune etc., s-au realizat în unele țări cu industrie extractivă avansată, cel puțin două tipuri de amorse cu intensitate de curent ridicată de funcționare, a căror utilizare mărește gradul de securitate la lucrările de inițiere electrică.

b) **Capsule electrice cu scînteie.** Dispozitivul de aprindere constă din doi electrozi fixați la o distanță oarecare unul față de altul și acoperiți cu o compoziție ușor inflamabilă neconducătoare de electricitate (fig. XVIII.12, b).

La trecerea curentului prin circuitul capsei, între cei doi electrozi se produce un arc electric care aprinde compoziția inflamabilă, iar aceasta la rîndul ei produce detonarea explozivului de inițiere.

c) **Capsule electrice cu dispozitiv de înaltă frecvență.** Nu se deosebesc constructiv de cele cu scînteie, decât prin natura compoziției inflamabile care, în acest caz, este bună conducătoare de electricitate (fig. XVIII.12, c).

Prin trecerea curentului compoziția se încălzește și se prinde provocînd explozia încărcăturii din capsă.

4.2.2. CONDUCTORI ELECTRICI, REȚEAUA ELECTRICĂ DE ÎMPUȘCARE ȘI SCHEME DE LEGARE A CAPSELOR

Conductori electrici. Pentru transmiterea curentului electric de la sursă la amorsele electrice se folosesc conductori metalici, care au cea mai mică rezistivitate (de regulă din cupru).

După rolul lor în cadrul rețelei electrice de împușcare se deosebesc: *conductorii capselor sau reoforii capselor, conductorii finali, conductorii de sector, conductorii de legătură și conductorii principali* denumiți *magistrali* sau *cabluri principale de împușcare*.

Conductorii finali 2 realizează legătura dintre reoforii capselor 1 și conductorii de sector 3; conductorii de sector 3 sînt utilizați pentru legarea conductorilor finali între ei; conductorii de legătură 4 conectează conductorii de sector marginali cu conductorii principali 5 sau magistrali (fig. XVIII.15).

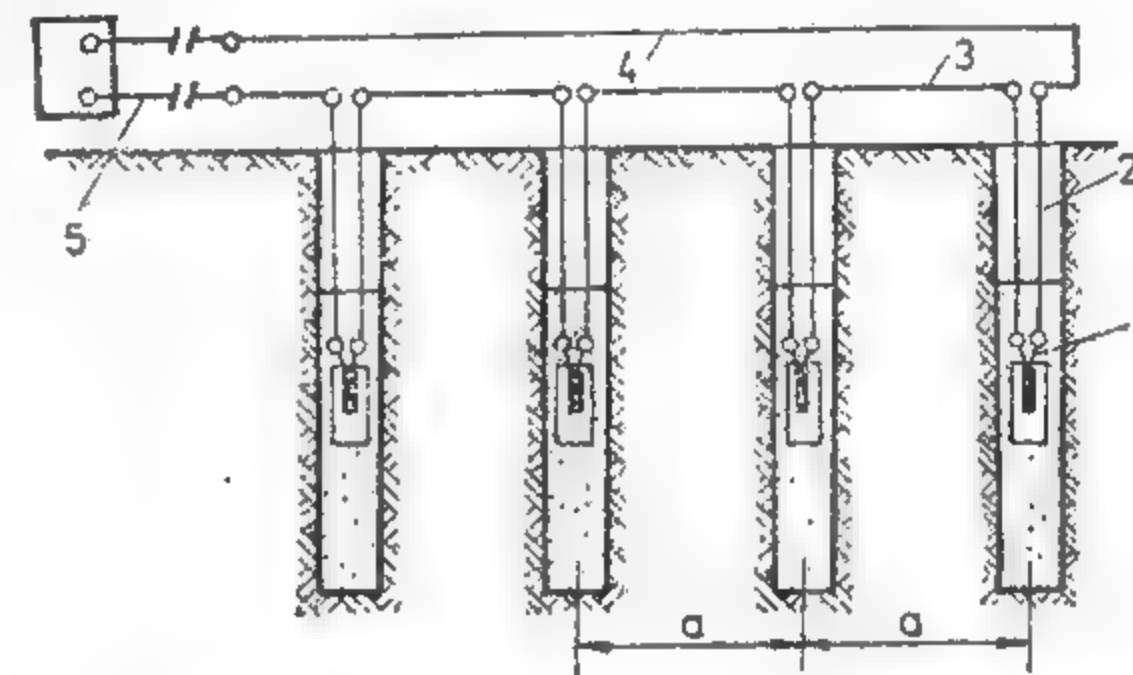


Fig. XVIII.15. Rețeaua electrică de împușcare în exploatarea la zi.

Reoforii pentru amorse se fac din sîrmă de cupru, aluminiu, oțel cu diametrul de 0,5 mm, izolată cu cauciuc sau policlorură de vinil.

Cablurile principale de împușcare sau magistrale se execută din cupru, oțel multifilar cositorit sau cupru și oțel multifilar cu secțiunea care trebuie să asigure o rezistență de maximum 10 Ω pe o lungime de 100 m.

Rețeaua electrică de împușcare. Pentru lucrările miniere subterane rețeaua electrică de împușcare este simplă, fiind constituită din capsule detonante cu reoforii lor 1 și cablurile principale de împușcare 2 (fig. XVIII.16). În situația unor lucrări miniere cu profile mari se mai folosesc cabluri de sector și chiar de legătură 3.

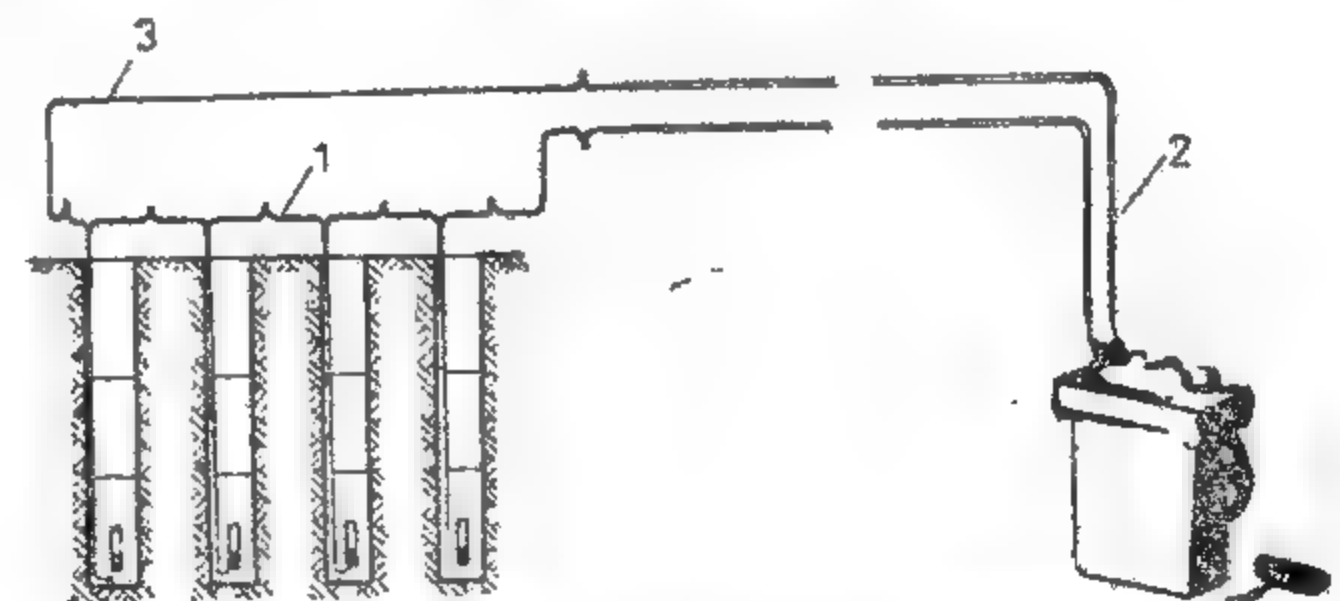


Fig. XVIII.16. Rețeaua electrică de împușcare pentru lucrări subterane.

Scheme de legare a capselor. Legarea între ele a capselor și conectarea lor la sursa de curent poate fi efectuată cu una din următoarele scheme: serie; paralel; mixt (serie-paralel și paralel-serie).

Legarea în serie. Capsule se leagă între ele în serie, adică unul din reoforii primei capse se leagă cu reoforul de la următoarea capsă ș.a.m.d. (fig. XVIII.17).

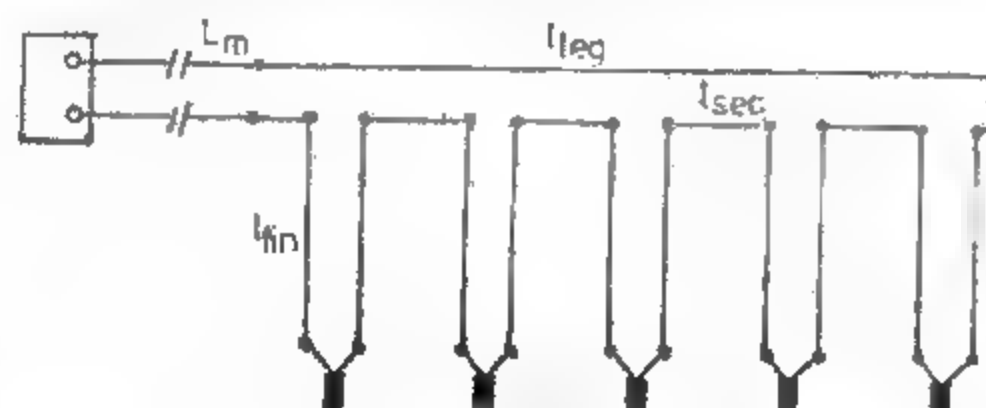


Fig. XVIII.17. Schemă de legare în serie.

Reoforul rămas liber de la prima și ultima capsă se leagă la cablurile care fac legătura cu sursa de curent.

Schema de legare în serie se folosește cel mai mult în prezent, întrucât atât calculul cât și montarea rețelei sînt simple.

Rezistența unei rețele de împușcare legate în serie poate fi calculată cu relația:

$$R_{tot} = L_m \cdot r_m + l_{leg} \cdot r_{leg} + \sum l_{sec} \cdot r_{sec} + \sum l_{fin} \cdot r_{fin} + N \cdot r_c \quad [\Omega]$$

în care: L_m este lungimea conductorului principal sau magistral de împușcare, m;

r_m — rezistența unui metru de conductor magistral, Ω ;

l_{leg} — lungimea totală a conductorilor de legătură, m;

r_{leg} — rezistența unui metru de conductor de legătură, Ω ;

l_{sec} — lungimea conductorilor de sector, m;

r_{sec} — rezistența unui metru de conductor de sector, Ω ;

l_{fin} — lungimea conductorilor finali, m;

r_{fin} — rezistența unui metru de conductor final de împușcare, Ω ;

N — numărul de capse legate în serie.

r_c — rezistența unei capse electrice, Ω ;

Legarea în paralel constă din alimentarea separată a fiecărei capse de la circuitul electric de împușcare (fig. XVIII.18). Schema de legare necesită un număr mare de legături și o sursă de curent mult mai puternică.

Legarea în paralel se aplică cel mai adesea sub forma de legare în mănunchi.

Rezistența circuitului se determină cu relația:

$$R_t = L_m \cdot r_m + l_{leg} \cdot r_{leg} + \frac{1}{N} (l_{sec} \cdot r_{sec} + l_{fin} \cdot r_{fin} + r_c) \quad [\Omega]$$

în care:

l_{sec} și l_{fin} reprezintă lungimea cea mai mare a conductorilor de sector și finali de împușcare, aferenți unei capse electrice, m;

N — numărul de capse legate în paralel.

Legarea mixtă. Schemele mixte de legare sînt aplicate în două variante: serie-paralel și paralel-serie.

La legarea în serie - paralel capsulele electrice se împart în mai multe grupe legate paralel, fiecare grupă avînd un număr de capse legate în serie (fig. XVIII.19).

Rezistența circuitului se determină cu relația:

$$R_t = L_m \cdot r_m + \frac{1}{K} (l_{leg} \cdot r_{leg} + \sum l_{sec} \cdot r_{sec} + \sum l_{fin} \cdot r_{fin} + N' \cdot r_c) \quad [\Omega]$$

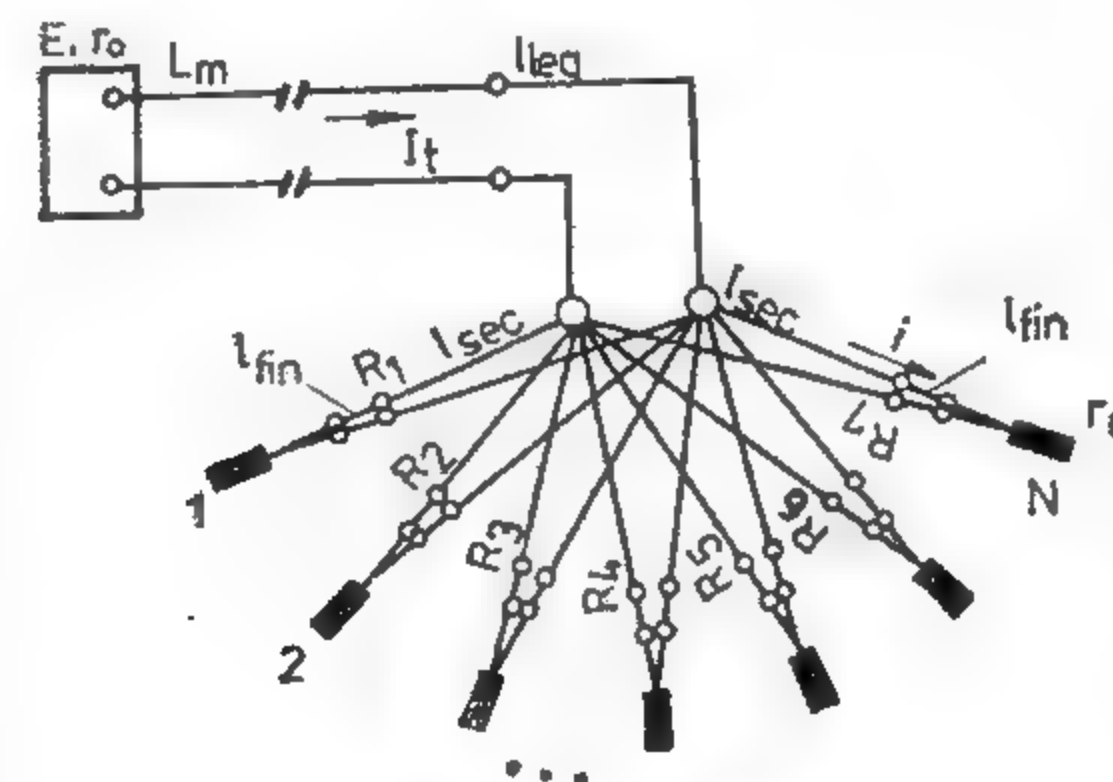


Fig. XVIII.18. Schemă de legare în paralel.

în care:

K — reprezintă numărul de grupe legate în paralel;

N' — numărul de capse din fiecare grupă legate în serie;

l_{leg} — lungimea cea mai mare a conductorilor de legătură a unei grupe de capse la cablurile de împușcare, m;

$\sum l_{sec} \cdot r_{sec}$ și $\sum l_{fin} \cdot r_{fin}$ — se referă la cel mai mare grup de capse și cu extinderea cea mai mare în plan orizontal și vertical.

La legarea în paralel-serie, numărul total de capse se împarte în mai multe grupe în serie, fiecare grup fiind constituit din capse legate în paralel (fig. XVIII.20). Această schemă de legare se aplică la inițierea găurilor de sondă de diametru mare, cu încărcătură explozivă discontinuă.

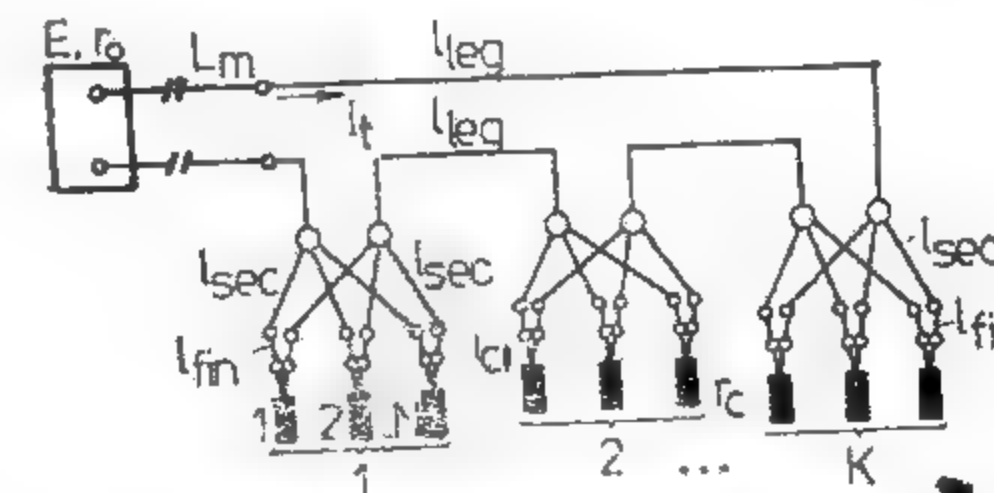


Fig. XVIII.20. Schemă de legare în paralel-serie.

Rezistența circuitului se determină cu relația

$$R_t = L_m \cdot r_m + \sum l_{leg} \cdot r_{leg} + \frac{K}{N'} (l_{sec} \cdot r_{sec} + l_{fin} \cdot r_{fin} + r_c) \quad [\Omega]$$

în care: K reprezintă numărul de grupe de capse legate în serie;

N' — numărul de capse din grupă legate în paralel;

l_{sec} și l_{fin} — lungimea maximă a cablului de sector și respectiv a celui final, pentru o capsă din ultima grupă legată la circuitul de împușcare, m.

4.2.3. SURSE DE CURENT PENTRU APRINDEREA CIRCUITELOR DE ÎMPUȘCARE

Pentru aprinderea capselor detonante electrice pot fi utilizate următoarele surse:

- surse de curent continuu;
- rețeaua electrică de curent alternativ;
- explozori.

a) **Aprinderea de la surse de curent continuu.** În practică, utilizarea surselor de curent continuu este limitată la numărul redus de capse ce pot fi inițiate la tensiuni relativ joase ale acestor surse. Sursa trebuie să asigure trecerea unui curent cu intensitatea de minimum 1 A pentru fiecare capsă.

La legarea în serie, intensitatea curentului I_t , care trece prin fiecare capsă se determină cu relația:

$$I_t = \frac{E}{R_t + r_0} \quad [A]$$

în care:

E — este tensiunea electromotoare a sursei, V;

R_t — rezistența totală a circuitului, Ω ;

r_0 — rezistența interioară a sursei de curent, Ω .

Intensitatea curentului care revine unei capse, i_c , la legarea în serie are valoarea:

$$i_c = I_t \quad [A]$$

Pentru schemele de legare în paralel intensitatea curentului se stabilește cu relația:

$$I_t = \frac{E}{R_t + r_0} \quad [A]$$

Intensitatea curentului care urmează să treacă prin capsă rezultă din expresia:

$$i_c = \frac{I_t}{N} \quad [A]$$

Pentru legarea în serie-paralel și paralel-serie se determină inițial valoarea curentului total:

$$I_t = \frac{E}{R_t + r_0} \quad [A]$$

Intensitatea care trece printr-o capsă la legarea serie-paralel se determină cu raportul dintre curentul total și numărul K de grupe conectate în paralel:

$$i_c = \frac{I_t}{K} \quad [A]$$

Intensitatea care trece printr-o capsă la legarea paralel-serie se determină cu raportul dintre curentul total și numărul N' de capse din grupă:

$$i_c = \frac{I_t}{N'} \quad [A]$$

b) **Aprinderea de la rețeaua de curent alternativ.** Împușcarea de la rețea trebuie să se execute pe baza unui program întocmit pentru fiecare loc de muncă. Programul trebuie să cuprindă toate condițiile de executare a lucrărilor de împușcare, de retragere a muncitorilor, stabilirea posturilor de pază ș.a.

Împușcarea de la rețea necesită o instalație și aparate conexe. Instalația cuprinde cablul de alimentare, transformatorul de alimentare, comutatoare (contactoare), protecția la scurtcircuit și cablul de împușcare.

În fig. XVIII.21 este prezentată schema de principiu a unui dispozitiv de împușcare de la rețea.

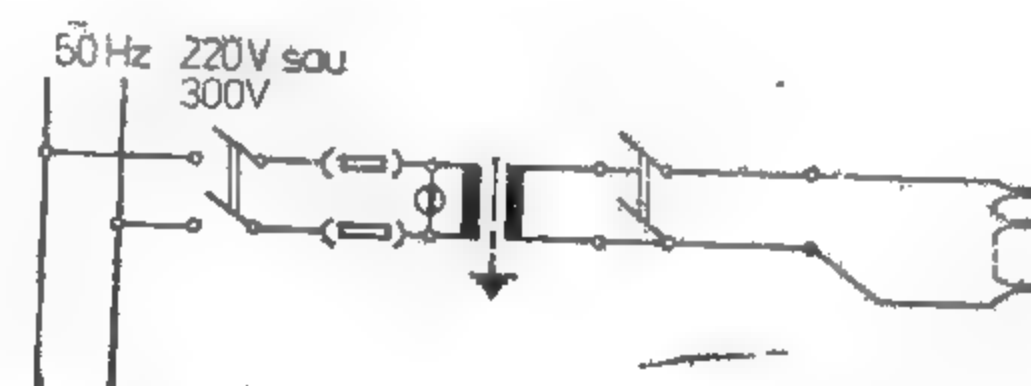


Fig. XVIII.21. Schema dispozitivului de împușcare de la rețea.

c) **Aprinderea de la explozor.** Explozoarele utilizate în minerit sînt cu condensator, alimentate de la un generator propriu, de la rețea sau de la baterii galvanice. Principiul de funcționare al unui explozor cu condensator constă în acumularea relativ lentă — aproximativ 10—20 s — a unei cantități de energie electrică în condensator primită, în perioada încărcării, de la o sursă primară de putere mai redusă și transmiterea extrem de rapidă — câteva milisecunde — a energiei electrice în rețeaua de împușcare.

Caracteristicile explozorelor folosite în România sînt redată în tabelul XVIII.19.

Explozoarele utilizate în industria

Modul de alimentare și înmagazinare a energiei necesare	Tipul	Țara unde se fabrică	Rezistența max. a circuitului de împușcare, R [Ω]	Tensiunea de încărcare, U [V]	Intensitatea curentului la momentul inițial, I ₀ [A]	Capacitatea condensatorului, C [μF]	Energia înmagazinată în explozor, E [Ws]
Cu alimentare de la rețeaua de curent alternativ (~ 220 V) nativ (~ 380 V)	AP-200	România	1010	2200	2,2	5,8	14
	AP-600	România	3 × 1010	2200	2,2	3 × 5,8	42
	MI-25	România	15	2100	142	34,8	66,32
Cu alimentare de la generator propriu acționat manual (cu inductor)	SM 514 K/I VOPIL	R.D.G.	510	1000	1,8	8	4
	RKA-1	Cehoslovacia	500	650	1,3	16	3,38
	RKC-1	Cehoslovacia	900	1000	1,2	24	12
	ZEB/HU-160 WASAGCHEMIE	R.F.G.	100	3000	30	80	360
	IM-50	România	260	1000	3,8	5	2,5
	IM-100	România	510	1000	1,96	10	5
	IM-200	România	1010	1000	1,0	20	10
	B-100	România	510	1000	1,9	5	2,5
Cu alimentare de la baterii	ET-100	România	510	1000	1,9	10	5

Tabelul XVIII.19

minieră din România

Timpul max. de debitare a impulsului, t [ms]	Modul de legare și nr. max. de capse; S -- serie; P -- paralel; Mx -- mixt			Domeniul de utilizare	Observații
	S	P	Mx		
—	200	—	—	Împușcări masive în explorări la zi	Au fost realizate de către CCSM-Petroșani, omologate. Se confecționează la CCSM-Petroșani pe bază de comandă
—	200	3	—	Împușc. masive în expl. la zi pe 3 circ. independente a câte 200 capse	
—	25	—	—	Împușc. în exploat. la zi cu capse de înaltă intensitate	
4	100	—	—	Împușc. în mine grizutoase și cu praf de cărbune exploziv	Licență: SCHAFFLER Co. Se fabrică la Lössnitz Metalgerätewerke
—	100	—	—	Împușc. în mine negrizut. și exploat. la zi	Are ohmetru încorporat pentru verificarea circuitului capselor
—	180	—	—	Idem	Idem
—	160	—	—	Împușc. în expl. la zi pt. inițierea capselor cu înaltă intensitate	ZEB-Zunderwerke Ernst Brün HU-Hoch Unemfindlich
—	50	—	—	Împușcări în mine negrizutoase	Au fost realizate de către CCSM-Petroșani. Au fost omologate în fază de prototip.
—	100	—	—	Idem	
—	200	—	—	Idem	
—	100	—	—	Idem	Se conf. la Coop. Muncit. Beiuș, jud. Bihor
—	100	—	—	Idem	Idem

Se menționează că în minele grizutoase din România se utilizează explozoare tip SM 514 K/I și SM 504 K/I produse în R.D.G., la care durata impulsului este mai mică de 4 milisecunde.

În multe cariere din România se utilizează explozoare tip RKC-1 importate din Cehoslovacia.

În U.R.S.S. sunt fabricate explozoare cu condensator de timp VMK — 1/35, VMK-1/80, VMK-1/100, VMK-500.

Cablurile de împușcare, care asigură transmiterea curentului electric de la sursă pînă la rețeaua de împușcare, trebuie să fie în construcție izolată, verificate la tensiunea de străpungere de 2000 V. Pentru a avea o rezistivitate cât mai mică și în același timp o rezistență mecanică cât mai mare, ele trebuie să fie din cupru sau oțel multifilar cositorit, cu o secțiune care să aigure o rezistență de maximum 10 Ω . Este recomandabil a se utiliza cablul tip GMP 1Y2 \times 7 \times 0,4 produs de „Industria Sirmei-Cîmpia Turzii”. Acest cablu minier pentru împușcare pe cale electrică are o rezistență de aproximativ 10 Ω /120m și se livrează în colaci de 100, 200 și 500 m. Cablul constă din două conductoare răsucite de sîrmă multifilară cu izolație din PVC. Fiecare conductor conține șapte fire zincate cu \varnothing de 0,4 mm, dintre care 3 fire din oțel și 4 fire din cupru. Secțiunea unui conductor este de 0,876 mm².

Rezistența electrică a circuitelor de împușcare — cablu plus rețea de împușcare — se verifică cu ajutorul ohmmetrelor. Acestea trebuie să funcționeze la un curent atît de mic ($i = 0,05$ A), încît să permită efectuarea măsurărilor fără pericol de inițiere a capselor.

Firma Schaffler din Austria livrează un ohmmetru tip Dreomin care funcționează la o sursă proprie de 1,5 V și are cinci domenii de măsurare, cel mai mic fiind 0 — 100 Ω și cel mai mare 0 — 10 000 Ω , iar firma Nitro-Nobel AB — Gylltorp — Suedia livrează ohmmetrul tip GM-2. În U.R.S.S. sunt fabricate și folosite ohmmetrele OVT-2 cu două domenii de măsurare, de la 0 la 50 Ω și de la 10 la 500 Ω .

4.2.4. TEHNOLOGIA APRINDERII EXPLOZIVILOR CU AJUTORUL CAPSELOR DETONANTE ELECTRICE

Tehnologia detonării încărcăturilor explozive cu capse detonante electrice cuprinde următoarele operații: verificarea și alegerea capselor cu aceeași valoare a rezistenței; pregătirea cartușului și amorsarea lui; încărcarea și burarea găurilor; legarea între ei a reofoilor marginali cu cablul principal de împușcare; legarea cablului principal de împușcare la sursa de curent și declanșarea exploziei încărcăturilor.

Cartușele de exploziv sînt introduse în gaura de mină în mod succesiv și împinse pe rînd cu burătorul pentru a se asigura densitatea de încărcare corespunzătoare.

Montarea rețelei de împușcare se execută obligatoriu de la încărcăturile explozive spre sursa de curent.

Atît locul de îmbinare a reofoilor în front cît și locul de conectare a acestora cu cablul de împușcare nu trebuie să fie în contact cu roca, sau cu obiectele metalice.

În galerii, cablurile de împușcare trebuie fixate pe pereții opus celui pe care sînt montate cablurile electrice de forță și de iluminat.

Locul de declanșare a exploziei la aprinderea electrică trebuie să fie de minimum 100 m pe direcție deviată față de suprafața frontului de lucru care se împușcă. Sînt admise excepții pentru următoarele categorii de lucrări miniere:

- galerii în fund de sac cu lungime mare;
- suitorile care se execută cu înclinare mai mare de 25°;
- puțurile săpate la zi, adîncirile de puț și puțurile oarbe.

4.3. LICHIDAREA RATEURILOR

La efectuarea lucrărilor de împușcare, uneori se produc rateuri, alteori explozii premature a încărcăturilor denumite și *explozii necomandate*, cu efecte grave asupra securității minerilor.

Prin *rateu* se înțelege situația în care încărcăturile explozive, sau o parte din ele, nu au detonat după aprinderea capselor.

Rateurile pot fi provocate de următoarele cauze: calitatea necorespunzătoare a legării capselor și a rețelei de împușcare; utilizarea unui număr mai mare de capse detonante a căror rezistență depășește capacitatea explozorului; utilizarea unui explozor defect; întreruperea circuitului dintr-o capsă defectă în condiția schemelor de legare în serie; fixarea necorespunzătoare sau smulgerea capsei din cartuș; defecțiuni în construcția capselor sau a fitilului Bickford; conținutul ridicat de apă în găurile de mină sau de sondă și o impermeabilizare defectuoasă a încărcăturilor explozive; intercalarea prafului de rocă între cartușele de exploziv; depășirea densității normale de încărcătură datorită efectului de canal sau a detonării încărcăturilor din găurile învecinate la împușcarea întîrziată.

Potrivit Normelor departamentale de protecția muncii, lichidarea rateurilor la aprinderea cu fitil și capsă pirotehnică se efectuează prin perforarea și împușcarea unei găuri ajutătoare amplasată paralel și la o distanță de 30 cm față de gaura stată (fig. XVIII.22).

La împușcarea electrică rateurile parțiale sau totale pot fi lichidate prin legarea în serie a unui număr redus de găuri pînă ce se stabilesc găurile state. Lichidarea acestora se efectuează cu găuri ajutătoare. Reofoii încărcăturilor care nu se conectează la cablul de împușcare trebuie să fie legați în scurtcircuit.

Pentru ambele cazuri de aprindere — pirotehnică sau electrică — la lichidarea rateurilor se interzice scoaterea capsei din gaura de mină, smulgînd reofoii sau fitilul Bickford și scoaterea cartușelor de exploziv.

Lichidarea rateurilor din găurile de sondă din cariere sau subteran se efectuează prin forarea și împușcarea unei găuri de sondă plasată la 1 m față de gaura stată, a cărei lungime trebuie să depășească nivelul încărcăturii amorsate cu cel puțin 0,5 m. Pentru situația utilizării explozivilor de tip AM-1, lichidarea rateurilor se poate realiza prin inundarea găurilor cu apă, avînd deosebită grijă ca în faza de evacuare a materialului să se acorde atenția cuvenită pentru preîntîmpinarea detonării capselor.

4.4. PREVENIREA ÎNȚIERII ACCIDENTALE A EXPLOZIILOR PRIN INFLUENȚE STRĂINE

La aprinderea electrică a explozivilor, există pericolul detonării premature a încărcăturilor datorită pătrunderii în rețeaua de împușcare a unor efecte electrice străine, sau influențe străine.

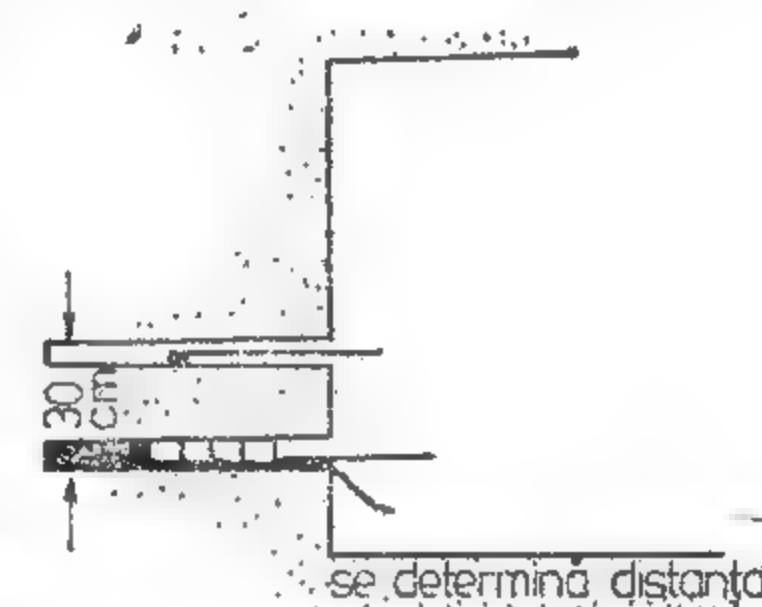


Fig. XVIII.22. Lichidarea găurilor state.

Cauzele detonării accidentale sau premature a încărcăturilor pot fi :

- cauze tehnico-organizatorice ;
- încărcarea electrostatică a conductelor și țevelor din cauciuc prin care se transportă aer comprimat, a benzilor de transport de cauciuc etc. ;
- curenții vagabonzi proveniți de la acționarea electrică a locomotivelor ;
- scurgerea de curent din rețeaua electrică și rețeaua de iluminat ;
- acțiunea unor curenți formați prin electroliză ;
- acțiunea curenților de înaltă frecvență ;
- descărcările electrice naturale.

Curenții de înaltă frecvență sînt generați de stațiile de emisie radio-televiziune și radar și pot provoca aprinderea necomandată a capselor electrice de construcție normală.

Pentru a fi asigurată protecția necesară în astfel de situații, trebuie să se respecte următoarele distanțe de siguranță între stațiile de emisie și frontul de lucru :

- minimum 300 m față de o stație fixă cu o putere mai mare de 10 kW ;
- minimum 50 m față de stațiile cu o putere pînă la 10 kW ;
- minimum 5 m față de stațiile mobile cu o putere de 0,5—10 W.

Descărcările electrice naturale, influențează lucrările de împușcare în cariere, galerii de coastă, tuneluri și puțuri. Ele pot provoca detonarea capselor electrice în condițiile în care fulgerele lovesc direct rețeaua de împușcare sau alte obiective din apropierea acestora.

Pentru evitarea exploziilor necomandate a capselor datorită descărcărilor electrice naturale, se recomandă ca înaintea începerii lucrărilor de împușcare să se cunoască starea vremii, iar în cazurile în care condițiile atmosferice se înrăutățesc pe parcurs, să se întrerupă lucrările și să se evacueze personalul din zonă.

4.5. ÎNȚIEREA NEELECTRICĂ A ÎNCĂRCĂTURILOR

În ultimii ani a fost realizat, în Suedia, sistemul de inițiere neelectrică NONEL. Principiul sistemului se bazează pe transmiterea undei de șoc cu viteză și efort constante în interiorul unui tub de plastic acoperit pe pereții interior cu un strat foarte subțire de pulbere de exploziv. Datorită stratului foarte subțire de exploziv de pe pereții tubului, acesta rămîne neafectat după inițierea exploziei.

Sistemul constă dintr-un tub *Nonel*, capul de transmitere a detonației cu blocul de conectare și detonatorul propriu-zis.

Tubul *Nonel* este confecționat din material plastic transparent, avînd diametrul interior de 1,5 mm și cel exterior de 31 mm. Interiorul tubului este acoperit cu un strat subțire de pulbere activă explozivă, cu greutatea de 20 mg/m. Viteza de transmitere a undei detonante este de 1900 m/s.

Blocul de conectare protejează un detonator special (capul pentru transmiterea detonației) prin intermediul căruia este inițiată porțiunea de tub *Nonel* montată în continuare. Prin intermediul blocului de conectare se asigură racordarea între ele a unităților de tub *Nonel*.

Capsele utilizate la sistemul *Nonel* sînt de tip obișnuit și se aprind datorită undei de șoc declanșate de explozia pulberii active din tub și a flăcării puternice produse. Capsulele se fabrică cu diferite trepte de întârziere, de ordinul milisecundelor. În funcție de aceste intervale se fabrică capse în 20 de trepte, de 25, 100 și 150 mils.

Timpii de întârziere se asigură prin intermediul unor întârziatoare de tipul celor montate în capsele electrice.

Tubul se inițiază cu ajutorul unui pistol de tip *Nonel*, acesta fiind o armă de start cu un orificiu special. Inițierea tubului se poate face și direct cu ajutorul unui detonator electric sau pirotehnic, inițiat la rîndul lui de la o distanță de siguranță.

Sistemul de inițiere *Nonel* păstrează toate avantajele fitilului detonant, oferind în plus :

- imunitate totală la orice fel de manifestare a curentului electric ;
- securitate deplină față de șocuri și lovituri puternice ;
- posibilitatea utilizării sub apă, fiind de construcție hidrofobă ;
- simplitate la efectuarea circuitelor de împușcare ;
- întârziere sigură între încărcături ;
- rezistență la foc ;
- siguranță la manipulare ;

Întrucît detonatorii care asigură întârzierea între încărcături sînt plasați în găurile de sondă, este exclusă întreruperea circuitului datorită blocurilor de rocă aruncate de explozia găurilor de sondă care detonează în primă fază.

5. DEPOZITAREA, TRANSPORTUL, DISTRUGEREA ȘI DEZGHEȚAREA EXPLOZIVILOR

5.1. DEPOZITAREA EXPLOZIVILOR

Explozivii și mijloacele de inițiere se depozitează în construcții special amenajate denumite *depozite de explozivi*.

Depozitul de explozivi definește totalitatea clădirilor, magaziiilor și construcțiilor anexe de la suprafață sau subteran, amplasate pe un teritoriu special amenajat și păzit, destinate păstrării explozivilor într-o deplină securitate.

Depozitele de explozivi se clasifică în funcție de destinație, durata de serviciu și amplasamentul lor.

După destinație depozitele pot fi : uzinale ; de bază ; de consum ; complexe — care sînt menajate ca depozite de bază și de consum ; firidele — amplasate în subteran, în care se păstrează materialele explozive necesare pentru un schimb de lucru.

După durata de serviciu depozitele se clasifică în : permanente, cu o durată mai mare de 2 ani ; temporare, cu o durată mai mică de 2 ani ; de scurtă durată, cu timpul de funcționare mai mic de 1 an.

După amplasament depozitele pot fi : de suprafață ; subterane ; mixte.

Depozitele de suprafață. Pot fi compuse din una sau mai multe clădiri, bordeie sau încăperi amplasate pe teren comun.

Încăperile sau camerele din care sînt constituite depozitele au următoarele scopuri :

- depozitarea explozivilor și mijloacelor de inițiere ;
- deschiderea lăzilor și distribuirea explozivilor ;
- despachetarea și distribuirea mijloacelor de inițiere.

Depozitarea materialelor explozive în încăperile sau camerele depozitului se face în condițiile respectării indicațiilor din tabelul XVIII.20.

Tabelul XVIII.20

Materialele explozive și mijloacele auxiliare de inițiere care pot fi transportate și păstrate în comun (în același vehicul respectiv, în aceeași încăpere)

Categorii materialelor explozive și a mijloacelor auxiliare de inițiere	Denumirea	Categorii mijloacelor explozive și a mijloacelor auxiliare de inițiere					
		a	b	c	d	e	f
a	Explozivi cu conținut de nitroglicerină și nitroglicol peste 6% împreună cu explozivi antigri-zutoși, depozitându-se însă pe rafturi separate (dinamite, AGC-1, AGS-1 AG și explozivi din import)	Da	Nu	Nu	Nu	Da	Nu
b	Trotii și explozivi pe bază de azotat de amoniu cu mai puțin de 6% nitroglicerină și nitroglicol (astralită, TR-1, explozivi din import)	Nu	Da	Nu	Nu	Da	Da
c	Capse detonante de toate tipurile	Nu	Nu	Da	Nu	Da	Da
d	Fitle detonante	Nu	Nu	Nu	Da	Da	Da
e	Fitle de amorsare (tip Bickford)	Da	Da	Da	Da	Da	Da
f	Mijloace simple de aprindere a fitilului (aprinzătoare, brichete)	Nu	Da	Da	Da	Da	Da

Distanța minimă de siguranță față de obiectivele din vecinătate poate fi calculată în funcție de valoarea suprapresiunii din frontul undei de șoc (Δp_f)

$$[\Delta p_f = 0,84 \lambda + 2,7 \lambda^2 + 7 \lambda^3] \text{ [daN/cm}^2\text{]}$$

Cunoscându-se valoarea suprapresiunii Δp_f în funcție de natura construcțiilor învecinate și efectul de distrugere admis construcțiilor respective, se determină λ apoi se calculează distanța de siguranță R , folosind relația

$$R = \frac{\sqrt[3]{q}}{\lambda}$$

în care q este cantitatea de exploziv, exprimată în echivalent trotil, aflată în clădirea depozitului, al cărei efect distrugător se extinde pe cea mai mare distanță, kg.

Pentru depozitele de suprafață constituite din mai multe clădiri sau bordeie, distanța minimă de siguranță între pereții exteriori ai construcțiilor menționate se calculează cu relația:

$$R = 3\sqrt[3]{q} \text{ [m]}$$

q fiind cantitatea de exploziv, echivalent în trotil, din clădirea care are capacitatea cea mai mare, kg.

Distanța de siguranță între clădirile sau bordeiele depozitului se poate reduce la jumătate, dacă clădirile respective sînt separate între ele cu diguri de pămînt de formă trapezoidală și care depășesc strășina clădirii depozitului cu 1,5 m în înălțime.

Teritoriul depozitelor de explozivi trebuie să fie împrejmuit cu o îngrădire înaltă de cel puțin 2 m (piatră, beton sau sîrmă ghimpată), iar în jurul teritoriului se va stabili o zonă de interdicție marcată prin semne distinctive (fig. XVIII.23).

Depozitele subterane. Sînt amenajate pentru păstrarea și deservirea locurilor de muncă cu explozivi. Ele sînt executate independent de rețeaua minei, cu ieșire directă la zi (fig. XVIII.24), sau legate de rețeaua minei prin două galerii de legătură (fig. XVIII.25).

Grosimea stratului de rocă aflat deasupra și între pereții camerelor, pentru toate tipurile de depozite subterane independente sau dependente din rețeaua minei, se poate calcula cu relația:

$$R = 2,415 \sqrt[3]{\frac{q}{b}} \text{ [m]}$$

în care: q este cantitatea cea mai mare de exploziv dintr-o cameră, kg;

b — coeficient funcție de natura rocii (tabelul XVIII.21).

Susținerea definitivă a depozitelor trebuie executată cu materiale ignifuge (beton, bolțari, torcret).

Referitor la depozitarea explozivilor se subliniază următoarele:

— Orice operație cu materiale explozive trebuie făcută cu precauție. Sînt interzise lovirea sau expunerea la șocuri a materialelor explozive, precum și împingerea, aruncarea, tragerea, răstrunarea și lovirea lăzilor sau cutiilor ce conțin asemenea materiale.

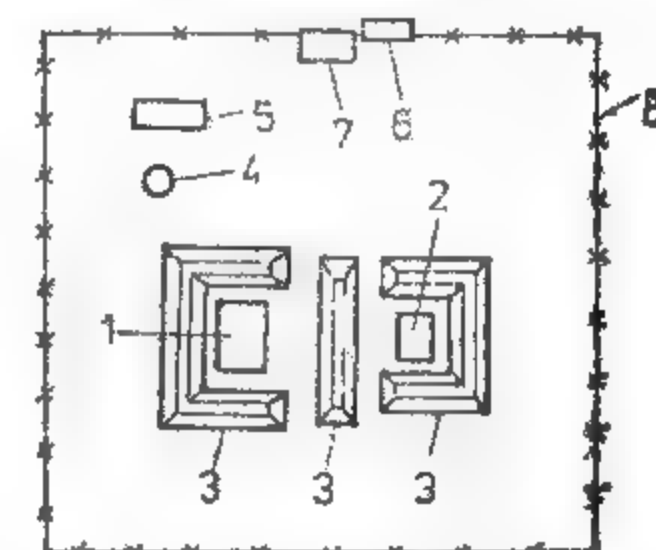


Fig. XVIII.23. Depozit de suprafață:

1 — magazie (clădire) pentru explozivi;
2 — magazie (clădire) pentru materiale de inițiere;
3 — valuri de pământ;
4 — conducte de apă pentru incendiu;
5 — pichet pentru stingerea incendiilor inclusiv pompe de incendiu;
6 — poartă de intrare în depozit;
7 — post de pază;
8 — gard de sîrmă ghimpată.

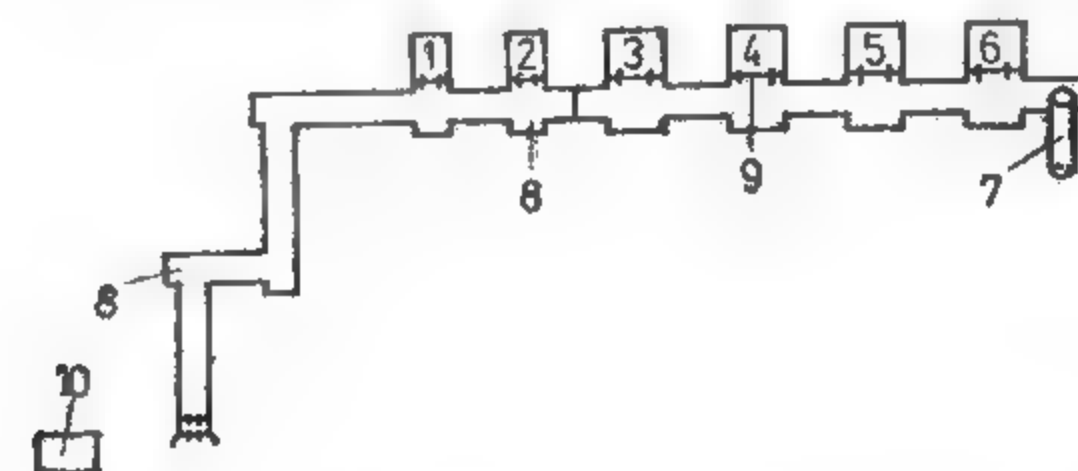


Fig. XVIII.24. Depozit de exploziv subteran independent de rețeaua minei:

1 — cameră de manipulare a materialelor de inițiere;
2 — cameră de manipulare a explozivilor;
3 — cameră pentru depozitarea dinamitei;
4 — cameră pentru depozitarea astralitei și RT-1;
5 — cameră pentru depozitarea explozivilor anti-grizutoși;
6 — nișă de amortizare;
7 — uși metalice;
8 — post de pază și instalație de încălzire.

— Materialele explozive din grupa I (v tabelul XVIII.7) precum și capsele detonante vor fi așezate pe rafturi amenajate în camerele de depozitare. Lăzile cu materiale explozive din celelalte grupe pot fi depozitate și în stive stabile. Înălțimea rastelelor cu rafturi și a stivelor nu va depăși 1,75 m, iar distanțele dintre acestea și pereții camerei

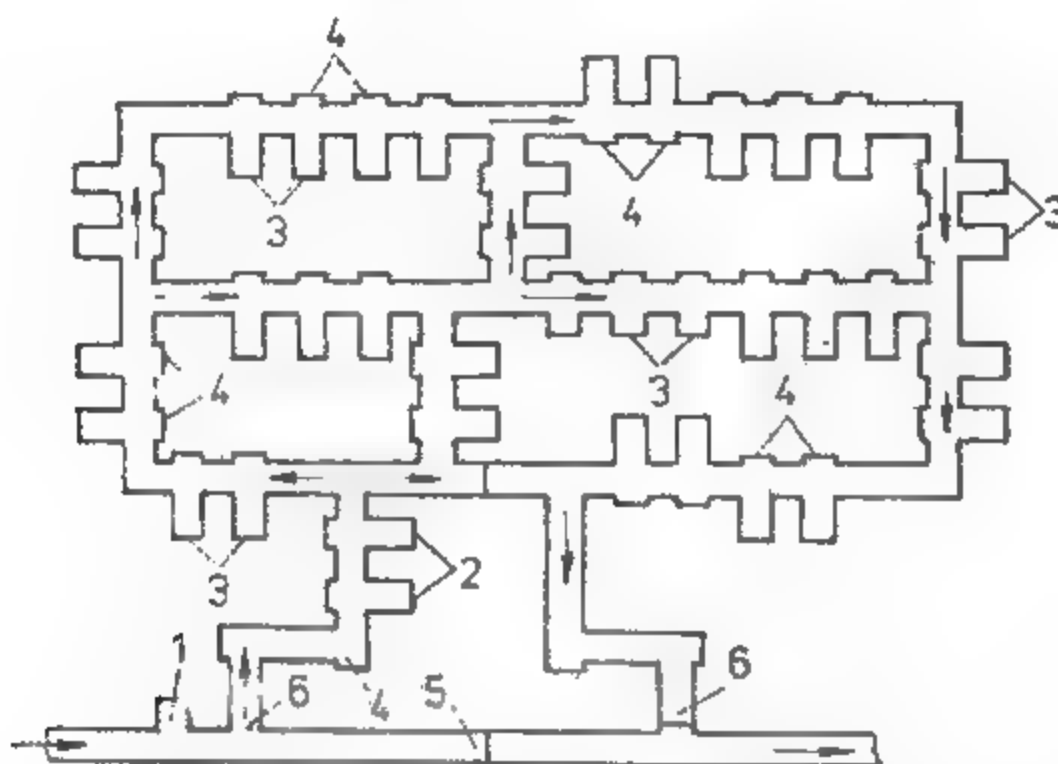


Fig. XVIII.25. Depozit de exploziv subteran de tip celular legat de rețeaua minel:

1 — post pază; 2 — cameră de distribuție; 3 — cameră de depozitare; 4 — nișe de amortizare; 5 — ușă de aerisire; 6 — ușă cu ochiuri de aerisire.

Tabelul XVIII.21

Valoarea coeficientului b

Natura rocii	b
Strate de roci argiloase neconsolidate	1,25
Strate de roci nisipoase	1,50
Strate de pietriș	2,00
Roci șistoase	2,50
Roci tari	3,00
Roci eruptive și metamorfice	4,50

vor fi de cel puțin 0,20 m respectiv 0,75 m, pentru a permite circulația aerului. Printre rastele și stive se vor lăsa spații de trecere de cel puțin 1,30 m lățime. Lăzile vor fi așezate pe rafturi într-un singur rând.

— Operațiile de despachetare și distribuție a explozivilor se vor efectua numai în camere speciale de manipulare-distribuție.

— Camerele în care se face despachetarea și distribuția capselor detonante, altele decât cele pentru explozivi, vor fi prevăzute cu mese cu bordură și căptușite cu material moale.

— Pentru iluminatul portativ se vor folosi numai lămpi cu flacără protejată — lămpi de siguranță cu benzină și lămpi electrice cu acumulatori.

— Evidența și eliberarea materialelor explozive se va face în strictă conformitate cu actele normative în vigoare.

Firide pentru materiale explozive. Firidele sunt destinate pentru păstrarea în subteran a materialelor explozive necesare unui schimb de lucru. Capacitatea maximă a unei firide este de 60 kg. Firidele pentru materiale explozive se execută în pereții laterali al unui spațiu de adăpostire de 2 m, săpat perpendicular pe direcția unei galerii.

Firidele trebuie să îndeplinească următoarele condiții:

— să fie executate la minim 60 m de puțuri, camere subterane sau fronturi de lucru și la minimum 6 m de o altă firidă;

— să fie susținute și căptușite cu scinduri, iar cele executate în cărbune să fie betonate;

— să fie prevăzute cu uși din tablă de oțel (3 mm).

Fiecare artificier din același schimb de lucru va avea cel puțin două firide — una pentru păstrarea explozivului și alta pentru materialul de inițiere.

5.2. TRANSPORTUL EXPLOZIVILOR

Materialele explozive pot fi transportate în vagoane de cale ferată, autovehicule, ambarcațiuni, vagonete, căruțe, săniile sau manual.

Transportul în același vehicul (vagon, autovehicul, căruță, vagonet etc.), a materialelor explozive împreună cu alte materiale este interzis.

Transportul împreună a mai multor materiale explozive se poate face numai cu respectarea prescripțiilor din tabelul XVIII.20.

În timpul transportului cu autovehicule, căruțe, vagonete se vor respecta instrucțiunile prevăzute de normele în vigoare.

În cazul transportului manual, fiecare artificier sau persoană instruită și numită de conducerea unității poate duce maximum 30 kg exploziv în lăzi sau genți prevăzute cu încuietori. Materialele de inițiere vor fi transportate în număr corespunzător, numai de artificieri, în genți speciale.

5.3. DISTRUGEREA EXPLOZIVILOR

Explozivii care și-au pierdut capacitatea de detonație, datorită depășirii termenelor de garanție sau datorită alterării, trebuie să fie distruși.

Operația de distrugere se efectuează numai de artificieri autorizați și instruiți pentru astfel de operații.

Distrugerea explozivilor se poate efectua prin explozare (detonare), ardere și dizolvare în apă.

Distrugerea trebuie să se facă numai pe grupe de același fel de material exploziv.

Distrugerea prin explozare. Este indicată explozivilor care mai pot detona sub efectul de inițiere al capselor detonante. Distrugerea se realizează într-o groapă cu adin-

cimea de 1 m și diametrul de 2 m, avînd vatra acoperită cu un strat de 20 cm constituit din nisip sau argilă. Materialul exploziv se așază în centrul gropii și va fi detonat cu un cartuș exploziv de calitate bună, ce se fixează în masa de material exploziv. Cartușul exploziv va fi amorsat cu o capsă detonantă electrică.

Cantitatea maximă care se poate distruge este de 10 kg exploziv sau 100 capse detonante.

După fiecare operație de distrugere trebuie să se controleze dacă nu a rămas material exploziv neexplodat în groapă sau în apropierea ei. Materialul rămas se poate distruge la o nouă operație, după același procedeu.

Distrugerea prin ardere. Este recomandată explozivilor care și-au pierdut proprietatea de a detona prin inițierea lor cu capse detonante.

Distrugerea prin ardere se efectuează într-un șanț orientat în direcția vîntului, avînd lățime de 30—50 cm, adîncimea de 15—20 cm și lungimea în funcție de cantitatea de exploziv supusă arderii.

Cantitatea de exploziv care se poate distruge separat într-un singur foc este de 40 kg exploziv pe bază de azotat de amoniu, 25 kg exploziv pe baza de nitroglicerina și 40 kg fitil *Bickford*.

Distrugerea prin dizolvare. Se realizează în vase speciale amenajate și este permisă numai pentru explozivi pe bază de azotat de amoniu și pulberile fără fum. Cartușele de exploziv sînt scoase din învelișul lor și se aruncă în apă, iar distrugerea se consideră terminată cînd pe fundul vasului nu mai sînt cristale nedizolvate. Soluția obținută se varsă într-o groapă anume săpată.

5.4. DEZGHEȚAREA EXPLOZIVILOR

Controlul pentru constatarea unui eventual îngheț se indică explozivilor cu conținut de nitroglicerina mai mare de 8%.

Operația de dezghețare se efectuează în încăperi care corespund normelor de amplasament, construcție și amenajare similare depozitelor.

Dezghețarea se efectuează pe cale naturală sau în vase încălzite.

Dezghețarea pe cale naturală. Se desfășoară în camere încălzite pînă la $+25^{\circ}\text{C}$. Cantitatea maximă de exploziv ce poate fi dezghețată simultan pe cale naturală într-o încăpere este limitată de capacitatea ei de depozitare. În vederea dezghețării, explozivii se introduc în încăpere fie în lăzi, fie despachetați în cutii. Lăzile sau cutiile se așază pe rafturi sau mese, acoperite cu pînză cauciucată, mușama sau linoleum, lăsîndu-se între ele un spațiu de cel puțin 20 cm.

Dezghețarea în vase încălzite. Este admisă explozivilor care îngheață sub $+12^{\circ}\text{C}$. Vasele sînt de construcție specială — din zinc, cu pereții dubli, printre care circulă apă încălzită la 40°C , care este controlată tot timpul cu termometrul. Cantitatea maximă de exploziv într-un vas este de 10 kg, iar într-o încăpere se admit maximum patru vase de dezgheț.

Timpul de dezgheț al explozivilor este de 48 de ore, care însă se poate prelungi dacă nu s-a observat dezghețarea.

XIX. SĂPAREA ȘI SUSȚINEREA LUCRĂRILOR MINIERE

Prof. dr. deocent ing. ARON POPA
 Prof. dr. ing. NICOLAE LEȚU
 Prof. dr. ing. VASILE POPA
 Prof. dr. ing. NICOLAE ILIAȘ
 Prof. dr. ing. AURELIAN SIMIONESCU
 Prof. dr. ing. ANDREI MAGYRI
 Șef lucrări dr. ing. EMIL MARICA
 Șef lucrări ing. CONSTANTIN SEMEN
 Dr. ing. FLOREA NEAGU
 Dr. ing. IOSIF GRUNEANȚU
 Ing. EMERIC HANNIG
 Ing. MIRON REBEDEA
 Ing. GRIGORE SPAFIU

1. ELEMENTE CONSTRUCTIVE ȘI CLASIFICAREA LUCRĂRILOR MINIERE SUBTERANE

Lucrările miniere sînt excavații subterane executate prin metode și cu mijloace tehnice adecvate, atît în rocile sterile cît și în zăcămint, servind pentru : cercetarea cîmpului minier, extragerea substanțelor minerale utile, aeraj, evacuarea apelor etc. În esență lucrările miniere sînt : căi de transport, trasee de aeraj, construcții pentru drenarea, colectarea și evacuarea apelor, camere subterane pentru instalații și mașini, depozite, respectiv construcții bine definite pentru o anumită destinație. Acestea se execută pentru prospectarea, explorarea, deschiderea, pregătirea și exploatarea zăcămintelor.

1.1. ELEMENTE CONSTRUCTIVE ALE LUCRĂRILOR MINIERE SUBTERANE

La orice lucrare minieră orizontală sau înclinată, indiferent de scopul în care se execută, se pot distinge următoarele elemente : *vatra* sau *talpa* cu o pantă oarecare, *tavanul*, și *pereții*. Lucrările miniere verticale sînt lipsite de tavan, avînd numai pereți și vatră.

La locul de muncă se poate distinge o suprafață activă — pe care se desfășoară operațiile miniere — care se numește *front de lucru*.

Secțiunea lucrării miniere perpendiculară pe axa longitudinală se numește *secțiune de săpare*, iar forma conturului acestei secțiuni poartă numele de *profil de săpare*. Secțiunea lucrării după susținere se numește *secțiune utilă*, iar forma conturului secțiunii utile — *profil final*.

Pentru a înlesni transportul și evacuarea apelor, lucrările orizontale se realizează cu o mică înclinare, de $3-7\text{‰}$, numită *pantă*. La lucrările înclinate a căror axă longitudinală face cu planul orizontal un unghi pînă la 90° se distinge un unghi de înclinare sau *înclinarea lucrării*.

Ansamblul de operații executate în scopul excavării rocilor din interiorul profilului unei lucrări miniere a fost denumit *săparea lucrării miniere*.

Consolidarea excavației prin diferite construcții de susținere poartă numele de *susținerea lucrării miniere*.

Săparea, susținerea și amenajarea — conform destinației — constituie *faze ale procesului de construcție* a lucrării miniere.

1.2. CLASIFICAREA LUCRĂRILOR MINIERE SUBTERANE

În funcție de destinație, poziția spațială în raport cu zăcămintul, legătura cu suprafața, rolul lor în procesul exploatării, unghiul pe care îl face axa lor longitudinală cu planul orizontal, lucrările miniere (l.m.) se clasifică astfel :

a) După destinație :

— *l.m. de explorare* — pentru cunoașterea, la cel mai înalt nivel, a caracteristicilor zăcămintelor de substanțe minerale și a rocilor gazdă sau înconjurătoare ;
— *l.m. de exploatare* — pentru extracția substanțelor minerale utile în scopul valorificării lor.

b) După rolul lor :

— *l.m. de deschidere* — care asigură accesul de la suprafață la zăcămint, crearea unei rețele de transport și aeraj ș.a. ;
— *l.m. de pregătire* — care împart zăcămintele în orizonturi, suborizonturi, panouri sau felii și creează punctele de atac pentru abataje ;
— *l.m. de abataj* — pentru extragerea substanței minerale utile ;
— *l.m. speciale* — pentru deservirea procesului de producție (camere, bazine colectoare ș.a.).

c) După poziția lor în raport cu zăcămintul :

— *l.m. executate în steril* ;
— *l.m. executate în zăcămint*.

d) După legătura lor cu suprafața, se diting :

— *l.m. la zi* ;
— *l.m. oarbe*.

e) După înclinare :

— *l.m. orizontale* : galerii și camere ;
— *l.m. înclinate* : plane înclinate, suitori, puțuri ;
— *l.m. verticale* : puțuri.

Lucrările miniere orizontale sînt caracterizate, în general, prin unghiul foarte mic ($0-7\text{‰}$) pe care îl face axa longitudinală a acestora cu planul orizontal. În categoria acestor lucrări se menționează :

Galeriile — lucrări miniere orizontale sau cu o mică înclinare (sub 7‰), care au lungimea mult mai mare decît dimensiunile secțiunii transversale. Ele servesc ca lucrări pentru transport, aeraj, evacuarea apelor, montarea conductelor de alimentare cu aer comprimat și apă, a cablurilor electrice etc.

În funcție de amplasamentul gurii galeriei, de poziția care o ocupă în raport cu zăcămintul și scopul urmărit se deosebesc :

— *galeria de coastă* se sapă de la zi, din coasta unui deal sau versant muntos, pentru a explora sau deschide un zăcămint. După unghiul pe care îl face cu direcția zăcămintului, galeriile de coastă pot fi : *transversale*, cînd sînt perpendiculare pe direcția zăcămintului ; *direcționale*, cînd se execută pe direcția zăcămintului sau paralel cu zăcămintul ; *diagonale*, cînd fac un unghi oarecare cu direcția zăcămintului ;

— *tunelul* este o lucrare orizontală de secțiune medie sau mare care are două ieșiri la zi, pe doi versanți opuși ai unui deal sau munte ;

— *galeria transversală* este lucrarea minieră orizontală care se sapă perpendicular pe direcția zăcămintului servind la : delimitarea orizonturilor de exploatare, legarea puțului de extracție cu zăcămintul, legarea a două galerii direcționale etc. ;

— *galeria direcțională* se sapă în zăcămint sau în steril, paralel cu zăcămintul, la nivelul etajelor sau subetajelor, și servește pentru : explorare geologică, transport, aeraj, evacuarea apelor etc. ;

— *galeria de străpungere sau de traversare* se sapă în zăcămint, transversal, din culcușul pînă în acoperișul său ;

— *galeria de preambalaj* este o lucrare minieră orizontală care se execută în zăcămint, după specificul metodei de exploatare, pentru începerea lucrărilor de abataj (extragere).

Camerele sînt excavații orizontale a căror lungime, lățime și înălțime sînt apropiate ca mărime. Din această categorie fac parte : camerele de mașini (de extracție, compresoare, pompe, transformatoare, ventilatoare), depozitele de explozivi, bazinele de colectare a apelor, magazile, atelierele de mină etc. Întrucît au destinație bine precizată și de cele mai multe ori se execută prin metode speciale, camerele cu secțiuni mari ca și rampele puțurilor și tunelurile se consideră *lucrări speciale*.

Lucrările miniere înclinate sînt caracterizate prin înclinarea pe care axa lor longitudinală o face cu planul orizontal. În această categorie de lucrări se menționează :

— *puțul înclinat* este o lucrare minieră înclinată care se sapă pentru cercetare sau pentru extracție, fiind echipat la partea superioară cu mașină de extracție, iar pe vatră cu linie ferată pe care se deplasează — ghidat — un vas de extracție care poate fi schip sau vagonet de mină ;

— *planul înclinat* este o lucrare minieră înclinată executată în scop de cercetare, deschidere sau pregătire pe care transportul se face cu benzi, cu mijloace autopropulsate sau cu instalații simple de transport ;

— *suitoarea* este o lucrare minieră înclinată care se execută de jos în sus, între două etaje de exploatare sau de la un etaj la suprafață, în zăcămint sau în rocile înconjurătoare, avînd una sau mai multe din următoarele destinații : explorarea zăcămintului pe verticală, compartimentarea zăcămintului în blocuri sau panouri de exploatare, aeraj, circulația personalului, transportul gravitațional al produselor miniere, montarea conductelor și a cablurilor de forță și, mai rar, pentru drenarea apelor de mină ;

— *scobitura* este o suitoare scurtă care se execută pe înclinarea zăcămintului într-un pilier de protecție și face legătura între o galerie direcțională și abataj ;

— *rostogolul* este lucrarea minieră înclinată care servește la transportul gravitațional de la un etaj superior la altul inferior.

Lucrările miniere verticale sînt acele construcții miniere a căror axă formează cu planul orizontal un unghi de 90°. Din categoria acestor lucrări fac parte :

— *puțul de mină* este o lucrare verticală cu secțiune mică ($1,45 \times 2,6 \text{ m}^2$) și adîncimea de 10—30 m, care se sapă de la suprafață pentru a traversa un zăcămint în scopul cercetării geologice (cartare, probare) ;

— *puțul de explorare* este o lucrare verticală cu secțiune și lungime mai mare decît puțul de mină, care se sapă pentru explorarea în adîncime a unui zăcămint identificat, iar după punerea zăcămintului în exploatare servește ca puț de exploatare ;

— *puțul de exploatare* este o lucrare minieră verticală care servește la deschiderea în adîncime a cîmpului minier, pentru extracție, aeraj și evacuarea apelor etc. ;

— *puțul orb* este lucrarea minieră verticală care leagă două sau mai multe orizonturi între ele fără a avea ieșire directă la zi. Tot în această categorie intră *suitoarele* și *rostogolurile verticale*.

Clasificarea redată nu epuizează întreaga gamă a lucrărilor miniere, a căror diversitate este foarte mare și se amplifică pe măsura introducerii unor noi metode de deschidere, pregătire și exploatare a zăcămintelor.

2. SĂPAREA ȘI SUSTINEREA GALERIILOR

2.1. ALEGEREA PROFILULUI ȘI DIMENSIONAREA SECȚIUNII TRANSVERSALE A GALERIILOR

Profilul galeriilor. Forma secțiunii transversale a unei lucrări miniere se alege în funcție de : scopul și destinația acesteia ; caracteristicile geologice și proprietățile fizico-mecanice ale rocilor traversate : adîncimea la care se execută ; metoda de săpare și tipul susținerii ; durata de serviciu.

La galerii, cel mai des întîlnite sînt profilele simetrice (fig. XIX.1) : dreptunghiular (1) ; dreptunghiular cu tavan boltit (2) ; dreptunghiular cu radier (3) ; trapezoidal (4) ; poligonal (5) ; potcoavă (6) ; eliptic (7) și circular (8).

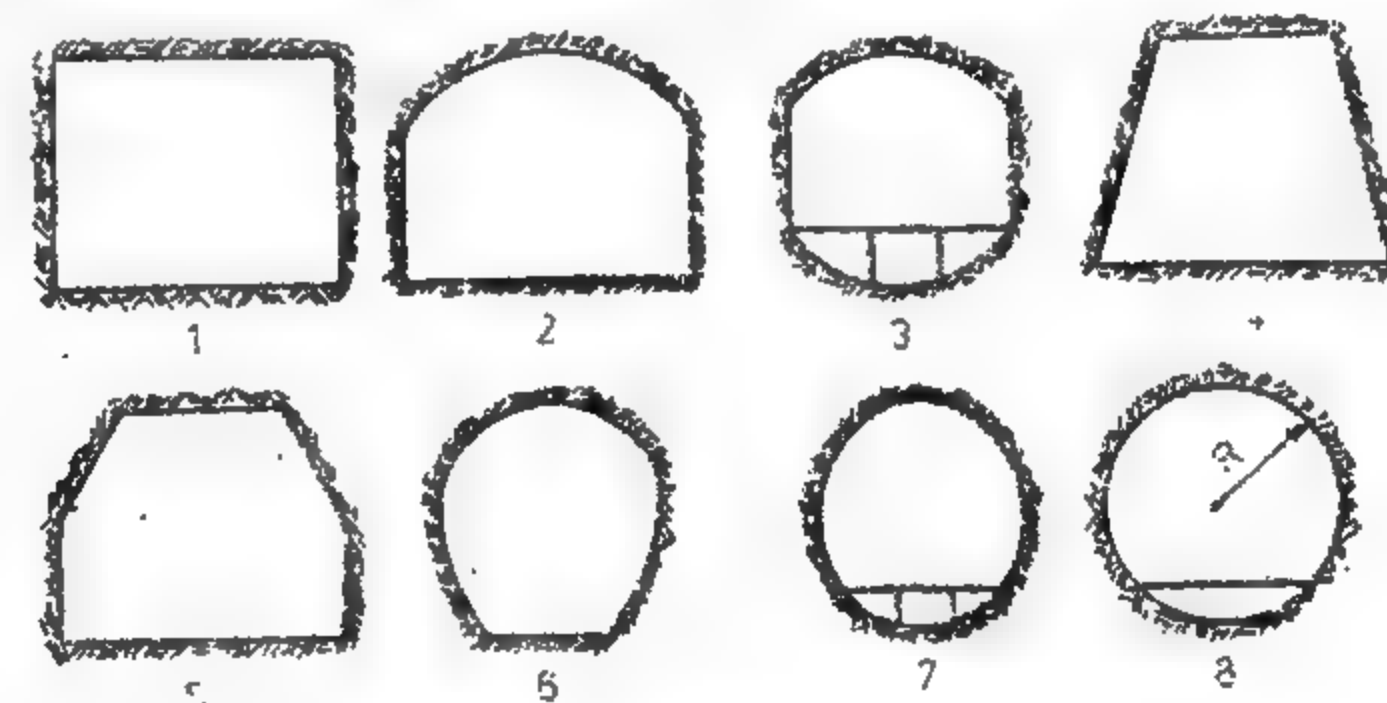


Fig. XIX.1. Profile de galerii.

La analiza condițiilor tehnico-miniere pentru alegerea profilului unei lucrări miniere trebuie să se țină seama de concluziile cercetărilor teoretice și experimentale privind starea de tensiuni în rocile din tavanul, pereții și vatra unei excavații subterane dintre care se menționează următoarele :

— în lucrările a căror secțiune este unghiulară (dreptunghi, trapez ș.a.) se produc concentrări de tensiuni de compresiune și de forfecare la punctele de contact ale tavanului sau vetrei cu pereții, adică în punctele unghiulare ;

— în tavanul lucrărilor cu secțiune dreptunghiulară și trapezoidală se formează tensiuni de tracțiune de mărimi importante care micșorează rezistența și stabilitatea rocilor ;

— boltirea tavanului favorizează rezistența și stabilitatea deoarece tensiunile de tracțiune sînt eliminate ;

— tensiunile de compresiune ajung la valori maxime în cazul lucrărilor cu secțiune dreptunghiulară, la mijlocul înălțimii lor ;

— concentrarea maximă a tensiunilor se constată în părțile unghiulare, iar extinderea lor poate ajunge la distanța de 1,5 — 2 ori dimensiunea maximă a secțiunii ;

— în lucrările cu secțiune circulară sau eliptică valorile maxime ale tensiunilor de compresiune apar la extremitățile axelor orizontale;

— în lucrările înclinate tensiunile de compresiune apar la contactul tavanului cu pereții, iar tensiunile de tracțiune la tavan și vatră.

Pe baza acestor concluzii se recomandă următoarele profile de lucrări:

— *trapezoidal* — cînd se utilizează susținerea cu cadre din lemn, beton armat sau profile metalice, pentru a prelua presiunea minieră verticală din tavan și orizontală din pereți;

— *dreptunghiular* — în roci tari compacte, cu stabilitate ridicată, cînd lucrarea nu necesită susținere; în roci stratificate care se consolidează cu ancore sau la lucrări de scurtă durată în roci nestabile, cînd se aplică susținerea cu cadre din lemn sau metal;

— *dreptunghiular cu tavan boltit* — în roci de stabilitate medie, cînd presiunea minieră se manifestă din tavan, iar susținerea se face cu beton, cadre metalice, torcret, ancore sau combinații ale acestora;

— *dreptunghiular cu radier* — cînd rocile din vatra lucrării sînt moi, cu rezistență foarte mică sau se umflă dînd presiuni;

— *poligonal* — în cazul susținerii cu cadre din elemente prefabricate, dacă se urmărește reducerea distanței dintre reazemele elementelor de susținere supuse la încoviere;

— *potcoavă* — în roci moi susținute cu beton, cînd fundația susținerii trebuie mărită pentru ca vatra să preia presiunea minieră ce se manifestă din tavan și pereți laterali;

— *eliptic* — se adoptă pentru lucrările miniere în care presiunea minieră se manifestă din toate părțile, avînd valorile maxime din tavan și vatră;

— *circular* — în roci foarte moi, cînd presiunea minieră se manifestă din toate direcțiile, iar susținerea se realizează cu inele metalice sau din prefabricate de beton ori cu cuvelaje.

Datorită avantajelor concretizate în lățime mare la vatră și în nivelul superior al vaselor de transport și ușurința realizării susținerii, profilul dreptunghiular și cel dreptunghiular cu tavan boltit se preferă altor profile, în condițiile cînd vatra lucrării este stabilă.

Dimensionarea secțiunii transversale a galeriilor. Suprafața secțiunii transversale a unei lucrări miniere se determină astfel încît cu cheltuieli minime de săpare, susținere și amenajare să se asigure funcțiunile acesteia pe toată durata ei de serviciu.

La dimensionarea secțiunii utile a unei galerii se ține seama de: destinația ei; gabaritul utilajelor de transport; numărul liniilor ferate; modul de circulație a personalului; debitul de aer ce trebuie vehiculat; dimensiunile maxime ale utilajelor tehnologice folosite la lăierea, încărcarea și evacuarea rocii din front; dimensiunile altor utilaje sau subansamble ale acestora ce urmează a fi introduse în celelalte lucrări miniere; debitul apelor de infiltrație ce se scurg pe galerie etc.

Secțiunea de săpare a galeriei este mai mare decît cea liberă întrucît o parte a ei este ocupată de infrastructura căii ferate, susținere și canalul pentru scurgerea apelor. Dacă se prevăd manifestări ale presiunii miniere, care să deformeze vizibil susținerea și în consecință să reducă treptat secțiunea utilă pe durata de serviciu a lucrării, secțiunea inițială se alege mai mare, pentru ca cel puțin o anumită perioadă de deformare efectele negative să nu fie resimțite.

În cazul cînd pe galerie urmează să fie montate conducte principale de alimentare cu aer comprimat și apă, cabluri electrice sau linii de troleu, la dimensionarea secțiunii utile trebuie să se țină seama și de spațiile pe care acestea le ocupă după montare.

Pentru prevenirea accidentelor tehnice și umane, la dimensionarea secțiunii unei galerii se vor avea în vedere următoarele norme obligatorii:

— lățimea galeriei se determină la înălțimea de 1600 mm de la coroana șinei;

— înălțimea secțiunii utile a galeriei va fi de cel puțin 1800 mm;

— distanța minimă între mijloacele de transport pe cale ferată și susținere să fie cel puțin 200 mm la susținerea cu beton, 250 mm la susținerea cu cadre și 400 mm cînd transportul se face cu benzi;

— pentru culuarul destinat personalului, spațiul liber între vasele de transport și pereți să fie de cel puțin 600 mm cînd viteza de transport este sub 6 km/h și 800 mm la viteză de transport mai mare de 6 km/h, iar unde nu se pot asigura aceste spații se amenajează din 50 în 50 m nișe de retragere cu lățimea de 0,8 m, adîncimea de 1 m și înălțimea de 1,8 m;

— în locurile de cuplare și de decuplare a vagonetelor și în rampe spațiile libere vor fi de 1000 mm;

— în curbe lățimea galeriei va fi mai mare cu 300—400 mm;

— nu se amenajează spații pentru circulație între liniile ferate;

— în cazul liniilor duble, între mijloacele de transport se lasă un spațiu liber de cel puțin 200 mm;

— între partea cea mai înaltă a locomotivei și tavanul galeriei se lasă un spațiu de 300 mm la susținerea în beton și 400 mm în restul cazurilor;

— la transportul cu locomotive cu troleu, linia aeriană se montează la înălțime mai mare de 1800 mm și se protejează cu jgheab ori de cîte ori se montează la înălțime mai mică de 2200 mm.

Secțiunea liberă a galeriei se verifică la circulația aerului a cărui viteză (debitul Q : secțiunea S) se limitează la maxim:

— 4 m/s, în lucrările de pregătire în curs de execuție;

— 8 m/s, în galerii și plane înclinate pe care se face transport de personal;

— 10 m/s, în lucrările pe care se face numai transport de materiale;

— 15 m/s, în lucrările care servesc exclusiv pentru aeraj.

Determinarea secțiunii pe cale grafică. Pentru determinarea secțiunii unei lucrări miniere se execută schița profilului ales, iar apoi în interiorul acestuia se marchează la o scară potrivită și cît mai simplu: susținerea, infrastructura căii ferate, canalul pentru scurgerea apelor, mijloacele de transport la înălțimea lor reală, conductele, cablurile și alte instalații ce urmează a fi montate pe lucrare și se marchează spațiile libere dinspre pereți și între mijloacele de transport, după caz.

De asemenea, se cotează principalele elemente constructive ale lucrării care trebuie cunoscute pe timpul execuției. Parametrii constructivi, notațiile din figură și formulele de calcul este bine să fie cuprinse într-un tabel.

La dimensionarea infrastructurii căii ferate se ține seama de stratul de balast pe care se așază traversele (100—150 mm), care pentru linii simple au dimensiunile de 90×130×930 mm și se montează la distanța de 0,8—1 m.

Înălțimea de la vatra galeriei la nivelul traversei montate este 220—250 mm, iar înălțimea de la nivelul vetrei la coroana șinei de 320—350 mm, în funcție de tipul șinei.

La galerii și plane înclinate care au profilul dreptunghiular cu tavan boltit, alegerea înălțimii peretelui vertical pînă la nașterea boltii se face după o analiză atentă, deoarece dacă nașterea boltii este la înălțime mai mare de 1600 mm de la coroana șinei, o bună parte din suprafața boltii poate rămîne neutilizabilă, iar dacă nașterea boltii este la înălțime mai mică de 1600 mm se măjorează distanțele între vasele de transport și pereții verticali. Se recomandă ca la galeriile simple nașterea boltii să depășească înălțimea mijlocului de transport, iar la galeriile duble să nu coboare cu mai mult de 300—400 mm sub nivelul superior al vasului de transport.

Ținînd seama de aspectele prezentate, în continuare se redau în figurile XIX. 2, XIX.3 și XIX.4 și în tabelele XIX. 1, XIX.2 și XIX.3 schițele și formulele de calcul ale

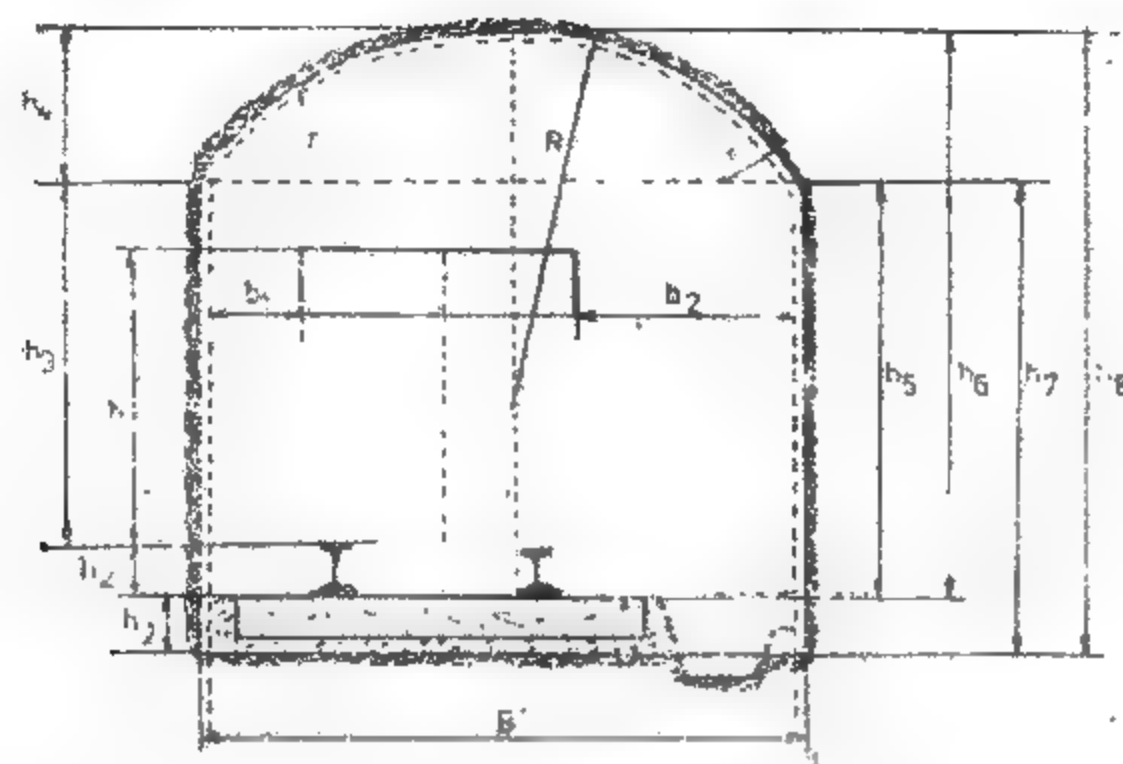


Fig. XIX.2. Elementele constructive ale profilului de galerie dreptunghiular cu tavan boltit, avind bolta cu 3 centre.

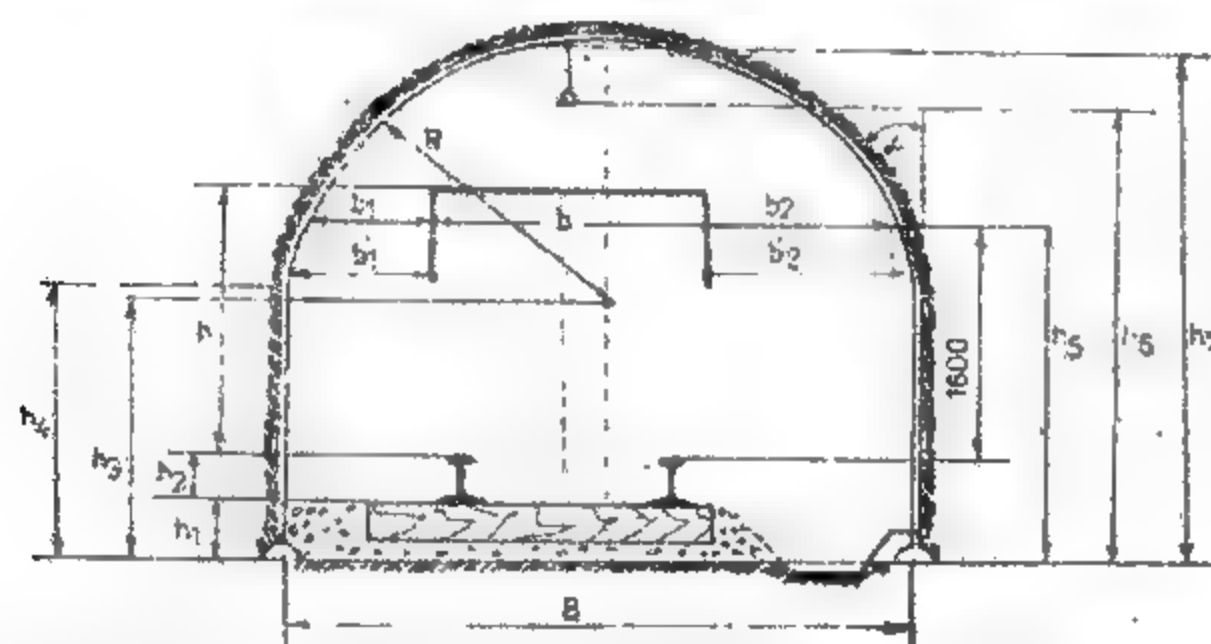


Fig. XIX.3. Elementele constructive ale profilului de galerie dreptunghiular cu boltă semicirculară.

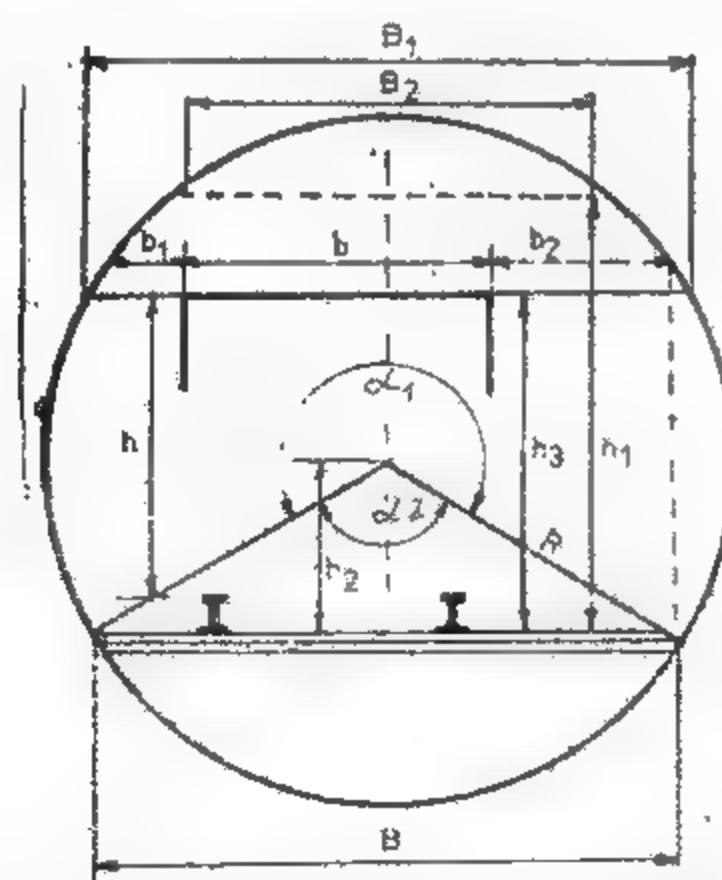


Fig. XIX.4. Elementele constructive ale profilului de galerie circulară.

elementelor constructive ale galeriilor cu următoarele profile: dreptunghiular cu tavan boltit avind bolta cu trei centre; dreptunghiular cu tavan boltit avind bolta semicirculară și circulară.

Tabelul XIX.1

Elementele constructive pentru secțiunea galeriei cu profil dreptunghiular și tavan boltit, avind bolta cu 3 centre

Parametri constructivi	Notații și formule de calcul
1. Dimensiuni pe verticală (înălțimi) <ul style="list-style-type: none"> — vatră-nivelul traverselor — nivelul traverselor coroana șinei — coroana șinei-nașterea bolții — coroana șinei-mijlocul de transport — nașterea bolții-cheia bolții — traverse-nașterea bolții — traverse-cheia bolții — vatră-nașterea bolții — vatră-cheia bolții 	h_1 h_2 h_3 h — din cartea tehnică a mijlocului de transport $h_4 = B/3$ $h_5 = h_2 + h_3$ $h_6 = h_2 + h_3 + h_4$ $h_7 = h_1 + h_8$ $h_8 = h_7 + h_4$
2. Dimensiuni pe orizontală (lățimi) <ul style="list-style-type: none"> — mijlocul de transport — peretele vertical-mijlocul de transport — culoarul de circulație — între 2 mijloace de transport — susținere (rocă vie-profil util) — lățimea în lumină (liberă): <ul style="list-style-type: none"> — pentru galerie simplă — pentru galerie dublă — lățimea de săpare: <ul style="list-style-type: none"> — pentru galerie simplă — pentru galerie dublă 	b (din cartea tehnică) $b_1 \geq 200$ (250) mm $b_2 \geq 800$ (800) mm $b_3 = 200$ mm b_4 — conf. calcule B $B = b + b_1 + b_2$ $B = 2b + b_1 + b_2 + b_3$ B_1 $B_1 = b + b_1 + b_2 + 2b_3$ $B_1 = 2b + b_1 + b_2 + b_3 + b_4$
3. Racordări <ul style="list-style-type: none"> — raza arcelor laterale — raza arcului axial 	$r = 0,262 B$ $R = 0,692 B$
4. Suprafețe calculate <ul style="list-style-type: none"> — liberă, utilă sau în lumină — de săpare 	$S_1 = Bh_6 + 0,26 B^2$ $S_2 = B_1h_7 + 0,26 B_1^2$
5. Perimetrul <ul style="list-style-type: none"> — în lumină — de săpare 	$P_1 = 2h_5 + 2,33 B$ $P_2 = 2h_7 + 2,33 B_1$

Tabelul XIX.2

Elementele constructive ale profilului dreptunghiular cu boltă semicirculară, susținut cu cadre metalice

Parametri constructivi	Notații și formule de calcul	Valori calculate
1. Dimensiuni pe verticală (înălțimi)		
— vatră-nivelul traverselor	h_1	$h_1 = 200 + 250 \text{ mm}$
— nivelul traverselor-coroana șinei	h_2 — după tipul șinelor	
— vatră-centrul axului axial al grinzii	h_3 — din cartea tehnică	
— vatră-nașterea boltii (p. vertic. a stîlpului)	h_4 — din cartea tehnică	
— vatră-pînă la 1600 mm de coroana șinei	$h_5 = 1600 + h_1 + h_2$	
— vatră-firul de troleu	$h_6 = h_1 + h_2 + 2250$	
— vatră-cheia boltii	$h_7 = h_6 + (250 \dots 400)$	
2. Dimensiuni pe orizontală (lățimi)		
— mijlocul de transport	b — din cartea tehnică	
— peretele lucrării-mijlocul de transport	$b_1 \geq 200 \text{ (250) mm}$	
— culoarul de circulație la $h = 1600 \text{ mm}$	$b_2 \geq 600 \text{ (800) mm}$	
— peretele vertical-mijlocul de transport	$b'_1 = b_1 + (h_5 - h_4) \operatorname{tg} \alpha$	
— peretele vertical-mijlocul de transport la culoarul de circulație	$b'_2 = b_2 + (h_6 - h_4) \operatorname{tg} \alpha$	
— unghiul de racordare a peretelui vertical cu boltă	$\alpha = 10 - 20^\circ$	
— lățimea în lumină, pentru galerie simplă	$B = b + b'_1 + b'_2$	
— idem pentru galerie dublă	$B = 2b + b'_1 + b'_2 + b_3$	
— lățimea de săpare pentru galerie simplă	$B_1 = B + 2T$	
— idem pentru galerie dublă	$B = B + 2T$	
— grosimea susținerii	$T = h_p + h_b$	
— înălțimea profilului metalic	$h_p = 98 \text{ mm ptr. SG-18}$	
	$h_p = 110 \text{ mm ptr. SG-22}$	
	$h_p = 90 \text{ mm ptr. AM-22}$	
	h_b — depinde de tipul bandajului	
3. Raza grinzii boltită	$R = B/2$	
4. Suprafața liberă	$S_1 = \frac{\pi R^2}{2} + B(h_4 - h_1) + C^2$	
5. Suprafața de săpare	$S_2 = \frac{\pi(R+T)^2}{2} + B_1 h_4$	
6. Perimetrul:		
— în lumină	$P_1 = B + 2(h_4 - h_1) + \pi R$	
— de săpare	$P_2 = B_1 + 2h_4 + \pi(R+T)$	

Tabelul XIX.3

Elementele constructive ale profilului de galerie circular

Parametri constructivi	Notații și formule de calcul
1. Lățimea mijlocului de transport	b
2. Distanța de la perete la mijlocul de transport la nivelul vetrei	$b_1 \geq 200 \text{ mm}$
3. Lățimea culoarului de circulație la nivelul vetrei	$b_2 \geq 600 \text{ mm}$
4. Lățimea la nivelul vetrei	$B = b + b_1 + b_2$
5. Lățimea la nivelul superior al mijlocului de transport	$B_1 = 2\sqrt{R^2 - (h_3 - h_2)^2}$
6. Înălțimea mijlocului de transport	h
7. Înălțimea culoarului de circulație	$h_1 \geq 1800 \text{ mm}$
8. Înălțimea de la vatră la axa galeriei	$h_2 = \sqrt{R^2 - \frac{B^2}{4}}$
9. Lățimea galeriei la înălțimea de 1800 mm de vatră	$B_2 = 2\sqrt{R^2 - (1800 - h_2)^2}$
10. Raza lucrării miniere	$R = \sqrt{0,81 + B^2/4}$
11. Măsura arcului de cere deasupra vetrei	$\alpha_1 = 2 \left(180^\circ - \operatorname{arc} \sin \frac{B}{2R} \right)$
12. Măsura arcului de cere sub vatră	$\alpha_2 = 360 - \alpha_1$
13. Secțiunea lucrării sub vatră	$S_{IN} = \frac{\pi R^2}{360} \alpha_2 - \frac{R}{2} \sin \alpha_2$
14. Suprafața în lumină	$S_1 = \pi R^2 - S_{IN}$
15. Suprafața de săpare	$S_2 = \pi(R+T)^2$
16. Perimetrul în lumină	$P_1 = \frac{\pi R}{180} \alpha_1 + B$

După efectuarea calculelor se compară secțiunile rezultate cu cele din „Albumul de lucrări miniere tipizate” și se alege pentru execuție profilul cu secțiunea tipizată cea mai apropiată, dar mai mare decât cea rezultată din calcule.

$$S_{11p} > S_{cale.}$$

Secțiunea aleasă se verifică apoi la aeraj cu relația:

$$v = \frac{Q}{S_{11p}} \leq v_{admisă} \quad [\text{m/s}] \quad (2.1)$$

în care: Q — este debitul de aer ce urmează a fi vehiculat prin lucrarea respectivă, m^3/s ;

S_{tip} — secțiunea liberă tipizată, m^2 ;

$v_{admisă}$ — viteza maximă admisă de NDPM pentru lucrarea proiectată, m/s .

Recomandări pentru alegerea secțiunii. Având în vedere diversitatea factorilor tehnici și economici-organizatorici care intervin, pentru alegerea secțiunii unei galerii se recomandă parcurgerea succesivă a următoarelor etape:

a) se determină *secțiunea utilă* a galeriei în funcție de dimensiunile de gabarit ale mijloacelor de transport, ținând seama de spațiile libere reglementate;

b) se verifică — la aeraj — secțiunea utilă rezultată;

c) se aleg tipurile de susținere posibile de aplicat din punct de vedere tehnic;

d) se stabilesc parametri tehnici (dimensionali) ai fiecărui tip de susținere;

e) se determină *secțiunea de săpare* pentru fiecare tip de susținere;

f) se calculează cheltuielile de săpare, susținere și amenajare aferente fiecărui tip de susținere;

g) se însumează cheltuielile de săpare, susținere, amenajare și întreținere pentru fiecare tip de susținere și se alege *secțiunea de săpare* corespunzătoare cheltuielilor minime. La aceleași cheltuieli sau la diferențe nesemnificative se alege secțiunea de săpare și susținerea corespunzătoare ei care asigură rezistența aerodinamică cea mai scăzută.

În scopul ușurării calculului în proiectare la noi în țară și în majoritatea celorlalte țări s-au elaborat *Profile tipizate* și *Noime de deviz* atât pentru construcțiile miniere cât și pentru lucrările geologice. Pentru lucrările miniere de pregătire și preabataje, fiecare centrală și întreprindere își are *Profile unificate*, aprobate de unitățile respective și actualizate periodic. La reactualizarea secțiunilor lucrărilor miniere tipizate trebuie să se țină seama de tendința de adaptare a unor secțiuni tot mai mari, ca urmare a majorării capacităților de producție ale minelor; introducerea unor utilaje de tăiere, încărcare și transport în galerii, suitori și abataje, cu gabarite mari și a faptului că odată cu coborîrea în adâncime a exploatărilor crește debitul de aer, iar aceste debite mărite se pot vehicula pe secțiuni mai mari.

Din calculul secțiunii unei galerii se observă că, pentru a realiza o anumită secțiune utilă, este necesar să se excaveze o secțiune (de săpare) mai mare, întrucât o parte din secțiunea săpată este ocupată de susținere.

În activitatea practică se alege tipul de susținere care ocupă volumul cel mai mic, urmărindu-se obținerea unui raport cât mai apropiat de 1, între secțiunea liberă și cea de săpare.

De asemenea, la alegerea secțiunii unei galerii este necesar să se țină seama de totalitatea cheltuielilor de săpare, susținere, amenajare și de exploatare pe durata ei de serviciu.

Tendința generală constă în adoptarea unor secțiuni mai mari, care permit mecanizarea avansată a execuției, asigură reducerea substanțială a cheltuielilor de transport și pentru vehicularea aerului pe galerie.

Dimensionarea canalului pentru scurgerea apelor. Concomitent cu derocarea masivului din interiorul profilului proiectat al galeriei, pe una din părțile ei laterale se adâncește talpa cu 150–250 mm și se amenajează un canal pentru colectarea și evacuarea apelor.

Canalul se proiectează în funcție de debitul de apă, stabilitatea rocilor și tipul de susținere.

În galeriile nesustinite executate în roci tari compacte se amenajează canal nesusținut acoperit cu scinduri (fig. XIX.5, a) sau neacoperit.

În galeriile care străbat roci nestabile sau cu tendința de umflare, susținute cu lemn sau prefabricate, canalul se susține și se căptușește cu scinduri.

Atunci când galeria se susține cu prefabricate metalice sau din beton armat se pot utiliza canalele prefabricate care se montează în adâncitura din vatra galeriei și se consolidează cu mortar de ciment. Aceste canale se construiesc din beton armat cu secțiunea vetrei semicirculară și pereți drepecți (fig. XIX.5, b) sau trapezoidală.

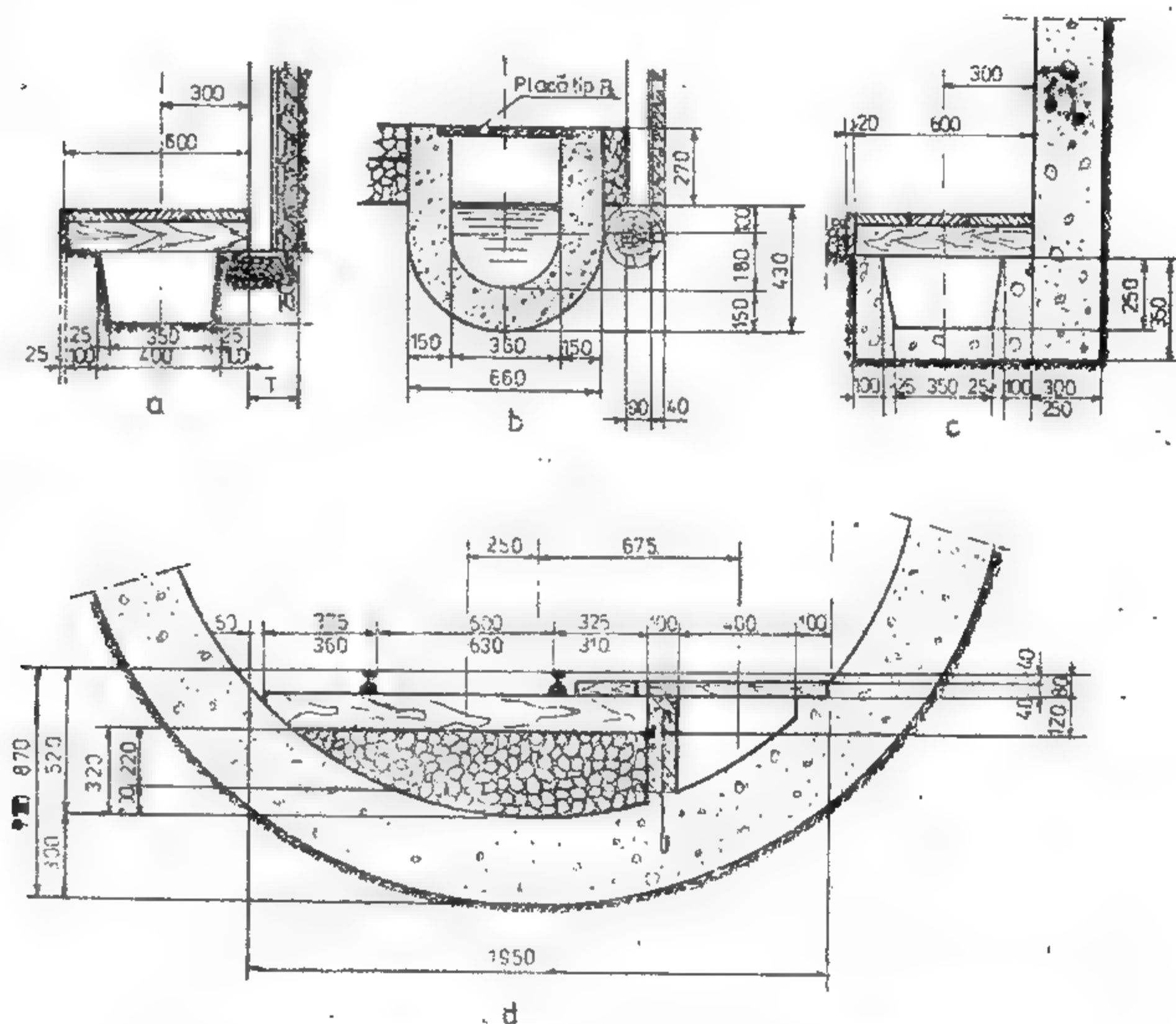


Fig. XIX.5. Diferite tipuri de canale pentru scurgerea apelor.

Dacă rocile din vatra galeriei sînt moi și exercită presiuni, susținerea acestora se face cu radier, iar canalul se amenajează în piciorul de sprijin al susținerii de beton a galeriei (fig. XIX.5 c) sau în corpul radierului (fig. XIX.5, d).

Secțiunea canalului (F) se calculează în funcție de debitul de apă (Q) și viteza de scurgere (v):

$$F = Q/v \quad [m^2] \quad (2.2)$$

Viteza de scurgere a apei nu este aceeași pe toată secțiunea canalului din cauza frecărilor de pereți. *Sch e z i* determină viteza apei cu formula:

$$v = C \sqrt{R \cdot i} \quad \text{în care } C = \frac{87}{1 + \frac{\gamma}{\sqrt{R}}} \quad (2.3)$$

unde: *i* este panta canalului;

R—raza hidraulică, adică raportul între suprafața transversală a curentului de apă și porțiunea din perimetrul canalului, umezit de apă;

γ—coeficient de rugozitate care depinde de proprietățile pereților canalului, având valori de:

- 0,06 pentru pereți din scindură;
- 0,16 pentru pereți din beton;
- 0,46 pentru pereții canalelor nesustținute.

În practică se acceptă următoarele viteze de scurgere:

- până la 0,15 m/s pe canale executate în roci moi;
- până la 0,30 m/s pe canale executate în roci tari compacte;
- 0,5...2 m/s pe canale executate în roci foarte tari.

Dacă apele de infiltrație antrenează mluri, viteza de scurgere va depăși 0,25 m/s pentru a reduce depunerea de mluri.

Secțiunile canalelor tipizate au valori de 0,20 — 0,24 m².

2.2. PRINCIPALELE TEHNOLOGII DE EXECUȚIE A GALERIILOR

În funcție de: felul, destinația, profilul și secțiunea lucrării, proprietățile fizico-mecanice ale rocilor traversate, categoria minei etc., galeriile pot fi executate prin mai multe procedee.

Astfel, dacă se urmărește traversarea unei formațiuni acvifere sau a unei surpări, echipa lucrează doar cu unelte manuale, procesul de execuție este *manual*.

Dacă derocarea se face prin lucrări de perforare-impuscare, perforatoarele și mașinile de încărcat folosesc simultan atât energia oamonilor cit și energia pneumatică sau electrică, iar procesul de muncă este *manual-mecanizat*.

Când se folosesc combine care execută tăierea, încărcarea și evacuarea din front, executantul are în special rolul de a porni, conduce, supraveghea, regla și opri mașinile complexe, prin acțiuni de scurtă durată, rolul principal avându-l mașina, iar procedeul de execuție este *mecanizat*.

Construcția lucrărilor miniere cu secțiune mai mare se poate face cu front continuu, la secțiuni de până la 20 m². Lucrările cu înălțimi mari se excavază în felii orizontale, cu un decalaj de 3—20 m, astfel că frontul de lucru al întregii lucrări apare în trepte drepte sau răsturnate. Dacă lățimea lucrării este mare feliile orizontale se extrag pe două sau mai multe fișii.

Principalele tehnologii aplicate pentru derocarea rocilor din interiorul profilului proiectat al galeriilor sînt următoarele: prin perforare-impuscare; cu combine de

înaintare, cu scut; cu jet de apă sub presiune; manual cu unelte simple sau cu ciocanul de abataj.

În rocile tari, compacte și cu stabilitate mare sau medie tehnologia cea mai extinsă este *prin perforare-impuscare*.

Dacă în secțiunea lucrării se întîlnesc atât roci sterile cit și substanțe minerale utile, așa cum este cazul galeriilor direcționale executate pe filoane sau strate cu grosimi mici și foarte mici, se analizează tehnic și economic dacă este rațional să se extragă deodată atât roca sterilă cit și utilul, avansînd cu *front unie pe întreaga secțiune* a lucrării sau să se extragă separat sterilul și separat utilul, caz în care lucrarea se realizează în două etape, executîndu-se în avans o secțiune mai redusă pentru derocarea sterilului (sau utilului), iar apoi restul rocilor pînă la profilul de săpare. Această *tehnologie selectivă* previne pierderile de substanțe minerale utile și micșorează diluția.

Consolidarea excavației se realizează prin curățirea frontului de rocile fisurate care nu s-au desprins la impuscare, operație numită *copturirea frontului*, iar dacă rocile nu se mențin fără susținere se execută o construcție de *susținere* care să oprească pătrunderea rocilor care se desprind de pe conturul lucrării în interiorul profilului util.

Tehnologia de execuție a galeriilor cu *combina* simplifică procesul, deoarece dislocarea rocilor și evacuarea lor din frontul de lucru se realizează în paralel de către organele de tăiere și încărcare ale combinei. Combina permite și tăierea selectivă a rocilor din frontul galeriei — utilul respectiv sterilul fiind încărcate în vase de transport diferite, astfel că separarea se face pe fluxul de transport.

Cercetările actuale în domeniul dislocării rocilor sînt orientate spre testarea posibilităților de introducere a noilor cuceriri ale științei și tehnicii din celelalte domenii de activitate. S-a încercat tăierea rocilor cu *jet de apă* sub presiune înaltă cu ultrasunete, cu curent electric de înaltă frecvență, cu laser și cu șoc termic. Apare interesantă și ideea topirii unui strat de rocă de pe conturul lucrării miniere și apoi răcirea ei pentru realizarea unui contur sticlos-vitrificat care să elimine susținerea.

În rocile *neconsolidate* și *slab consolidate*, unde avansarea frontului galeriei trebuie precedată de o susținere corespunzătoare, se aplică metoda cu *palplase*. Dacă lungimea lucrării care traversează astfel de roci este mare (tunele, metrouri) atunci se aplică *metoda cu scut*.

Pentru traversarea rocilor *neconsolidate puternic imbibate cu apă*, cum este cazul stratelor acvifere, se aplică metodele cu *palplase* și *picoți* și *metoda cu scut*.

În rocile *neconsolidate* și acvifere pot fi aplicate și metode obișnuite, dacă în prealabil se realizează o consolidare artificială a acestora.

Scurta enumerare a metodelor și tehnologiilor de execuție a galeriilor ne permite să observăm că metodele de bază sînt cele prin *perforare-impuscare* și cu *combina* sau *scut* și că, în multe situații, mai ales în rocile compacte și stabile se pot aplica mai multe tehnologii.

Aplicarea lucrărilor de perforare-impuscare la derocarea rocilor cu explozivi conferă procesului de construcție a lucrărilor miniere un caracter ciclic. Complexele de operații principale care compun ciclul sînt: copturirea frontului de lucru, perforarea găurilor, încărcarea și evacuarea rocilor din front, susținerea, încărcarea găurilor cu explozivi și impuscare, aerajul frontului de lucru. Aceste operații se execută succesiv sau în paralel la fiecare ciclu, iar după epuizarea întregului lanț de operații frontul de lucru avansează pe o anumită lungime numită *pas de înaintare* sau *salt*. Intervalul de timp în care se desfășoară șirul de operații se numește *durata ciclului*.

Operațiile secundare, constînd în montarea căii ferate, a conductelor de aer com-primat și apă, a cablurilor și tuburilor de aeraj; se repetă și ele periodic dar la un anumit interval de timp.

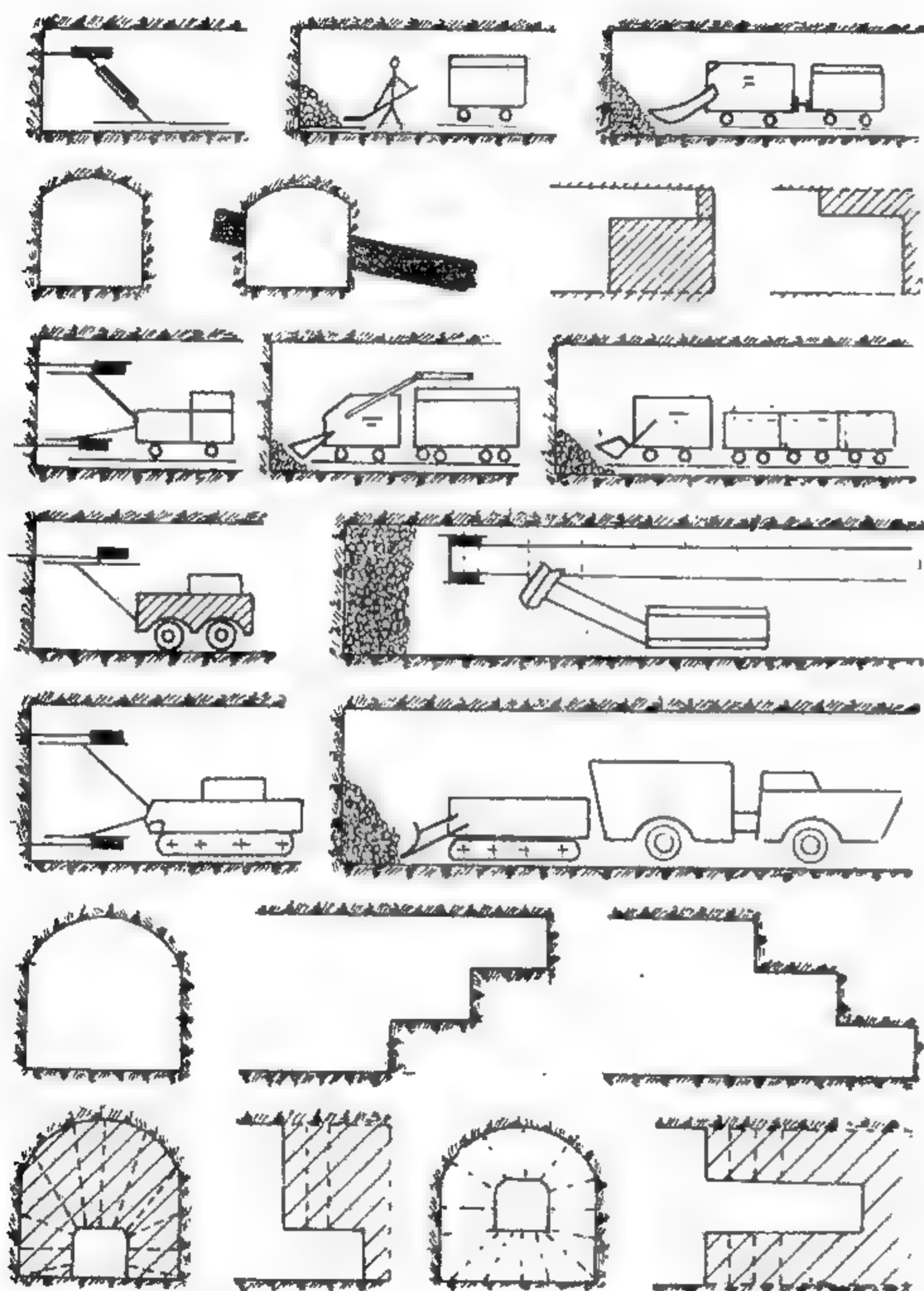


Fig. XIX.6. Metode de săpare a lucrărilor miniere orizontale prin perforare-împușcare.

În scopul creșterii vitezei de execuție a lucrărilor miniere prin perforare-împușcare se acționează pe două căi și anume: reducerea duratei ciclului și creșterea saltului.

Pentru reducerea duratei ciclului se acționează prin: introducerea unor utilaje cu performanțe superioare pentru perforarea găurilor și pentru încărcarea și evacuarea rocii din front; îmbunătățirea aprovizionării echipelor cu seule, materiale și energie; ridicarea calificării și perfecționarea pregătirii profesionale a personalului; dimensionarea corespunzătoare a parametrilor de săpare și normarea judicioasă a consumurilor tehnologice. Creșterea pasului de înaintare se poate realiza prin perforarea găurilor cu lungime mai mare și aplicarea corectă a măsurilor tehnico-organizatorice pentru obținerea unui randament maxim de rupere.

Parametrii tehnologici ai complexelor de operații cum sînt: consumul de explozivi, numărul de găuri, lungimea și diametrul găurilor, amplasarea găurilor pe suprafața frontului, împușcarea, aerajul parțial, evacuarea materialului derocat etc., trebuie să fie astfel precizați încît să asigure: realizarea profilului precizat, randamentul maxim de folosire a găurilor, granulație optimă a rocii după împușcare, productivitate mare la perforarea găurilor și la încărcarea și evacuarea rocii, durată mică de aerisire a frontului și condiții optime pentru muncitori.

După modul de execuție a principalelor operații din compunerea ciclului de săpare a galeriilor cu secțiuni mici, medii și mari, metodele de săpare prin perforare-împușcare rezultă din fig. XIX.6.

2.3. SĂPAREA GALERIILOR PRIN PERFORARE ȘI ÎMPUȘCARE

2.3.1. PERFORAREA GĂURILOR DE MINĂ

Gaura de mină este o excavație cilindrică sau foarte ușor tronconică, avînd lungimea pînă la 5 m și diametrul sub 75 mm, destinată amplasării unei încărcături explozive în scopul dislocării rocii sau substanței minerale utile. În afară de găuri de mină cu diametrul mic (de obicei 30—46 mm), care sînt folosite mai frecvent, în practica minieră se mai folosesc găuri cu diametre pînă la 100—150 mm și lungimi pînă la 100 m, numite găuri de sondă.

Perforarea este operația de executare a găurii de mină cu ajutorul unei unelte ascuțite care dezagregă roca, manual, mecanic sau prin procedee speciale.

Înainte de introducerea perforatoarelor în minerit, perforarea găurilor de mină se făcea manual cu unelte rudimentare (daltă și ciocan). În prezent perforarea găurilor de mină se execută în exclusivitate cu ajutorul ciocanelor perforatoare.

Ciocanele perforatoare se clasifică în funcție de elementele constructive și funcționale care le diferențiază, așa cum se observă din tabelul XIX.4.

Perforatoarele pot avea masa de 10—120 kg și se susțin manual, pe coloane telescopice pe suport, ori pe brațele sau manipuloarele cărucioarelor de perforare.

Perforarea percutantă. Se execută cu perforatoare pneumatice sau electrice, care asigură lovirea axială a sfredelului și rotirea acestuia, la fiecare cursă inversă a pistoului, cu un unghi de 30—35°.

Pe capul sfredelului sînt aplicate loviturile pistonului perforatorului. Taișul sfredelului pătrunde în rocă și produce strivirea acesteia după prisma *abc* (fig. XIX.7).

După fiecare lovitură sfredelul are un recul care îi ușurează rotirea produsă de pistonul perforatorului la cursa inversă. Sfredelul este apăsător pe fundul găurii cu o

Tabelul XIX.4

Clasificarea ciocanelor perforatoare

Criteriul de clasificare	Denumirea ciocanelor
1. Felul energiei folosite	pneumatice, electrice, cu ardere internă, hidraulice
2. Acțiunea sfredelului asupra rocii	percutante, rotative, roto-percutante
3. Construcția distribuitorului de aer comprimat la ciocanele pneumatice	cu supapă (oscilantă sau inelară); cuser-tar, cu distribuția aerului prin piston
4. Domeniul de folosire	— pentru perforarea găurilor de mină; — pentru forarea găurilor de sondă.

forță axială care are rolul de a ține în contact permanent taișul sfredelului cu roca. Dezagregarea rocii se datorește efectului de pană al taișului sfredelului.

În urma rotirii sfredelului, în jurul axei sale longitudinale, lovitura următoare are loc la o nouă poziție a taișului.

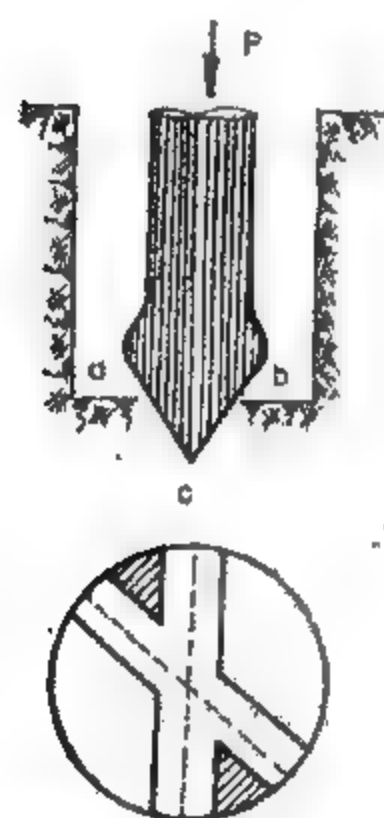


Fig. XIX.7. Principiul perforării percutante.

La o rotație a sfredelului de 180° , în interiorul rocii se realizează o excavație cilindrică avînd diametrul ceva mai mare decît al taișului sfredelului și adîncimea sub 1 mm. Viteza de perforare se măsoară în cm/min și depinde de: tăria rocii, puterea de izbire a pistonului perforatorului, randamentul de transmitere a loviturii pe fundul găurii, diametrul și unghiul de ascuțire al taișului sfredelului etc.

Dezagregarea rocii se face discontinuu, numai în timpul percuțiilor, și cu randament scăzut.

Curățirea detritusului de pe fundul găurii se face cu apă injectată printr-o gaură axială din corpul sfredelului sau prin absorbția prafului prin gaura axială și reținerea lui într-un vas cu filtru.

Dacă în apă se introduc substanțe tensioactive, acestea slăbesc coeziunea rocii, micșorează frecarea între suprafața sfredelului și pereții găurii și ușurează pătrunderea taișului în rocă. În consecință, viteza de perforare crește, iar cantitatea de praf mărunt care se formează scade.

Ca substanțe tensioactive, în soluții diluate se utilizează clorurile de Na, Mg, Al, Fe sau unele substanțe organice superficiale active (alcooli, fenoli și acizi grași).

La perforatoarele percutante, pistonul 1 (fig. XIX.8) lovește sfredelul 2, iar la cursa inversă pistonul rotește bușea de rotire 3 cu care este îmbinat prin canelurile longitudinale 4, iar bușea rotește sfredelul cu care se îmbină prin cepul de formă hexagonală.

La cursa directă pistonul nu se rotește întrucît mecanismul cu clicheti 1-1 este astfel construit încît permite rotirea bușei intermediare 5 într-un singur sens.

Perforatoarele percutante grele realizează rotirea sfredelului printr-un motor special.

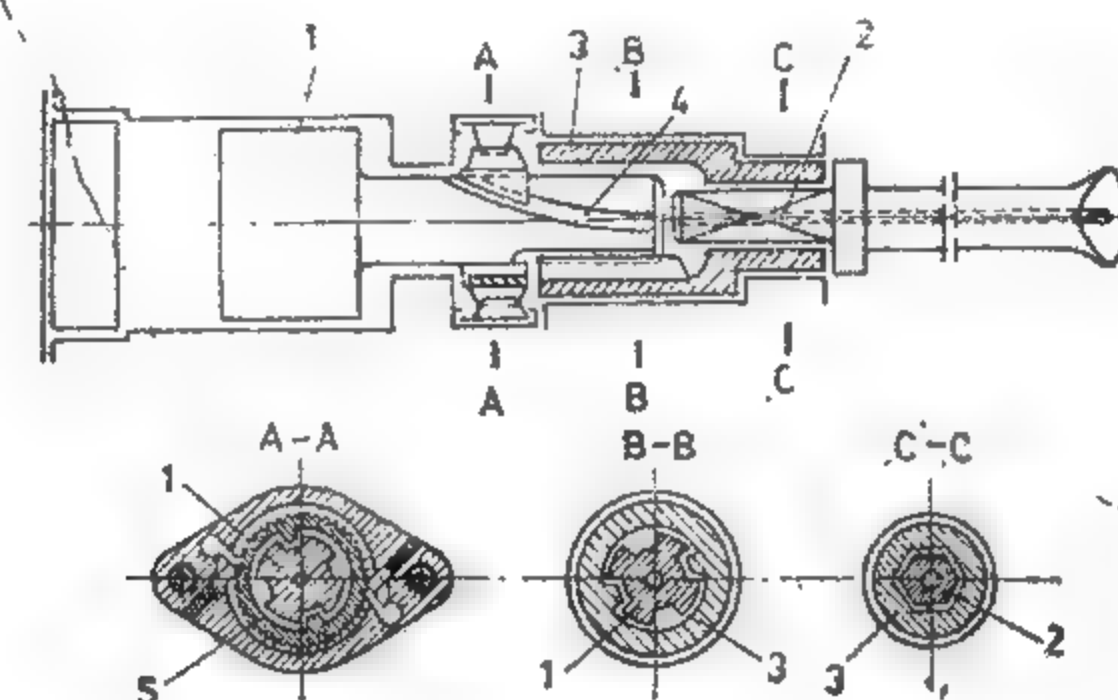


Fig. XIX.8. Schema de funcționare a perforatorului pneumatic percutant avînd mecanismul de rotire cu clicheti amplasat pe tija pistonului.

Principalele caracteristici ale unor tipuri de perforatoare pneumatice percutante mai des folosite sînt redată în tabelul XIX.5.

Pentru perforarea găurilor de mină cu perforatoare percutante montate pe coloană, telescopice este nevoie de: perforator; coloană pentru susținerea perforatorului; rețele de alimentare cu aer comprimat și apă la care perforatorul se racordează prin furtunuri de cauciuc; sfredele; rezervor și ungător pentru ulei respectiv pentru ungere.

În timpul exploatării utilajului se va da o atenție deosebită ungerii perforatorului. Ungătorul automat trebuie verificat de două ori pe schimb și la nevoie reumplut cu ulei. Dacă ungătorul are filtru de aer, acesta se curăță periodic.

Furtunurile se suflă înainte de a fi racordate la perforator.

Periodic se verifică uzura bușei de rotire cu ajutorul unui spion.

Depozitarea perforatorului se va face în locuri uscate după o prealabilă ungere.

Cel puțin o dată pe săptămînă perforatorul se duce la atelier pentru curățire și revizie.

Coloanele telescopice pentru susținerea perforatoarelor. Coloanele pneumatice telescopice pentru susținerea perforatoarelor au rolul de a ușura munca fizică și de a asigura o forță de împingere mare, cu scopul creșterii productivității la perforare.

Coloanele telescopice (fig. XIX.9) sînt compuse din cilindri 1, foarte bine prelucrați în interior, prevăzuți la partea inferioară cu un picior de fixare 2. În interiorul cilindrului glisează o tijă 3 care are la un capăt un piston cu garnitură de etanșare 4. La partea superioară cilindrul are un cep de susținere a perforatorului, 5, și un robinet pentru admisia și evacuarea aerului comprimat din cilindru. Prin rotirea manetei 6, axul 7 se înșurubează sau se deșurubează în corpul regulator 8. Axul 7 deplasîndu-se acționează prin intermediul arcului asupra supapei 10 care închide sau deschide orificiul de admisie 11. Reglarea corpului de comprimare a arcului 12 se face înșurubînd sau deșurubînd corpul regulator 8 în corpul admisiiei 13. Evacuarea aerului comprimat din cilindru se face prin apăsare pe ventilul 14.

Tabelul XIX.5

Caracteristicile unor perforatoare percutoare pneumatice ușoare

CARACTERISTICI	P-90	PR-23	PP-110	PR-8	PR-3 DVM	BBD-90W	BBE-12BK	S-100
Țara Firma	România Independen- ța - Sibiu	U.R.S.S.	U.R.S.S.	U.R.S.S.	U.R.S.S.	Suedia Atlas G.	Suedia Atlas G.	Finlanda Tampella
Masa, kg	28,4	24,5	25,3	25,8	28	27,3	24	22,7
Lungimea, mm	750	100	110	110	100	670	75	625
Diametrul pistonului, mm	90	30	26	35	40	90	25	100
Cursa pistonului, mm	57	3000	3500	3400	2930	45	4800	26
Numărul de lovituri pe mi- nut	2330	50	48	96	60	3000	—	3500
Energia de lovire, J	72	160	32	38	30	—	—	—
Numărul de rotații pe mi- nut	200	18	2,9	6,4	—	—	—	—
Momentul maxim de rotire, J	43	4,5	25	36	—	—	—	—
Consumul de aer, N·m ³ / min.	2,7	25	13	13	13	5,7	3,6	3,6
Diametrul furtunului de aer, mm	25	25	25	25	25	36	36	25
Diametrul furtunului de apă, mm	13	13	13	13	13	13	13	13

Coloanele pot fi simplu telescopice sau dublu telescopice.

În tabelul XIX.6 sînt redată caracteristicile tehnice ale unora din tipurile de coloane telescopice.

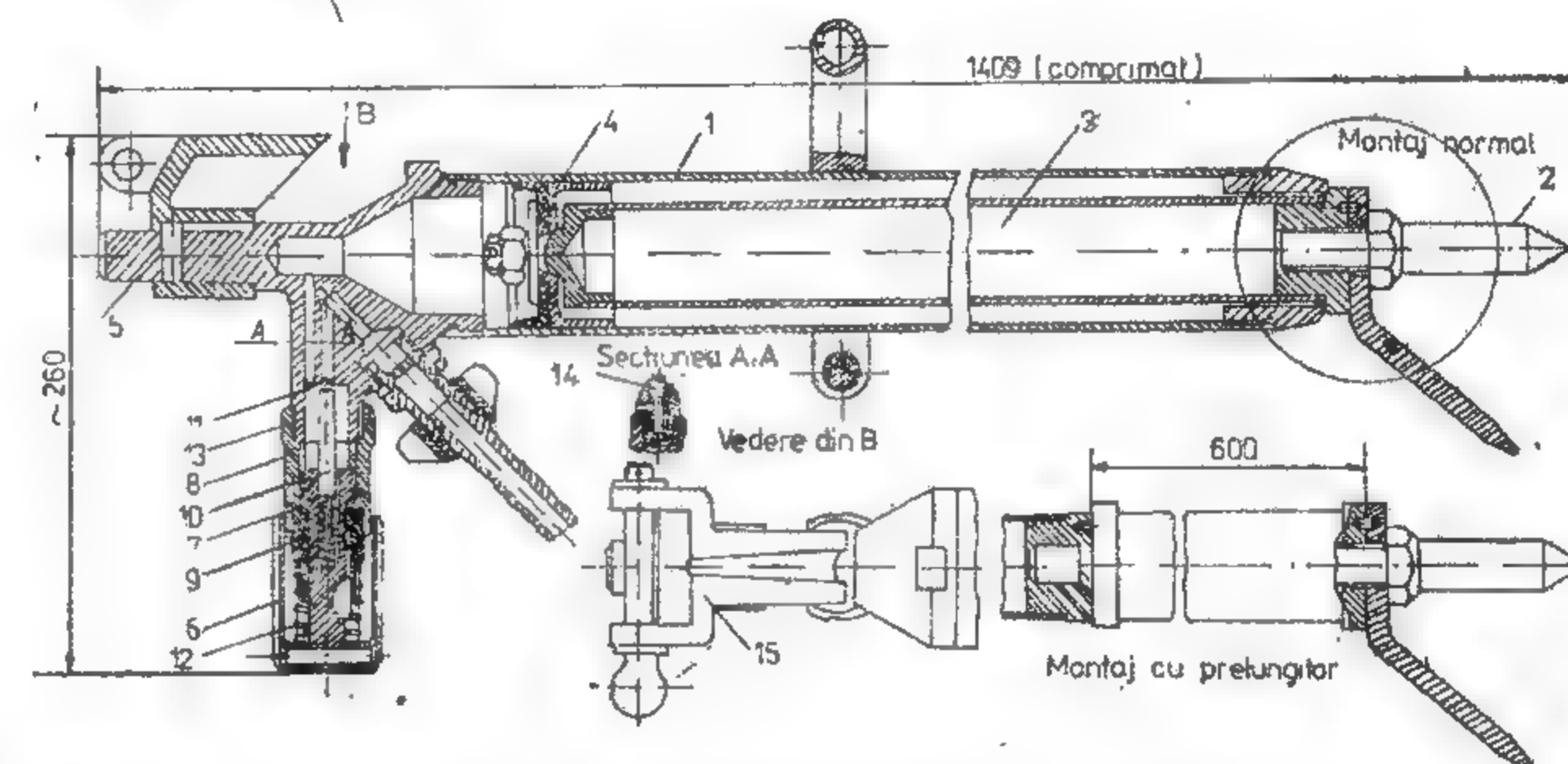


Fig. XIX.9. Coloană pneumatică simplu telescopică CT-64 pentru susținerea perforatorului

Tabelul XIX.6

Caracteristicile tehnice ale unora din tipurile de coloane pneumatice telescopice pentru susținerea perforatoarelor

Tipul suportului	Uzină constructoare, Țara	Masa netă [kg]	Lungimea [mm]		Cursa [mm]	Diametrul pistonului [mm]
			Minimă	Maximă		
CT-64	„Independența” România	14	1409	2409	1000	70
P-18 LK	Pneumatica U.R.S.S.	16	1530	2630	1000	60
BMK-50T6B	Atlas-Copco Suedia	20	1455	3255	1850	60/75
BMT-70T	Flottman R.F.G.	26,8	1065	2765	1700	70/80
63 A	Thor Anglia	15,9	1800	3000	1200	70
64 A	Demag R.F.G.	14,5	1600	2600	1000	70
VRS-70	Meudon Franța	19	1580	2740	1160	50

După cum se observă din acest tabel, coloanele telescopice cu o singură treaptă au cursa de deplasare de până la 1200 mm, în timp ce la coloanele cu două trepte lungimea cursei este de 1700—1850 mm.

Coloanele telescopice imprimă perforatorului, deci și sfredelului, o forță de împingere de 30—120 daN, în funcție de diametrul cilindrului și înclinarea coloanei. Acest lucru prezintă mare importanță practică deoarece se știe că pentru fiecare perforator există un domeniu în care viteza de perforare crește odată cu creșterea forței de apăsare a uneltei pe fundul găurii de mină.

Sfredelul pentru perforarea percutantă. Sfredelul este unelă, confecționată din oțeluri aliate, care prin mișcarea ce i se imprimă de perforator execută perforarea găurilor de mină, asigurând totodată evacuarea detritusului rezultat.

Sfredelul este cel mai folosit astăzi la ciocanele perforatoare cu performanțe ridicate și este de tip monobloc, format din tijă c , tăișul d , plăcuța din aliaj dur a și orificiul pentru apa de spălare h , gulerul b și coada sau emansamentul e (fig. XIX.10).

Tijă cu secțiune hexagonală și distanța între fețe de $3/4$, $7/8$ și 1 inch (în funcție de diametrul tăișului) se execută din oțel aliat (tabelul XIX.7).

Gulerul, b , cu diametrul mai mare decât diametrul tijei are rolul de a limita pătrunderea sfredelului în perforator și de a permite reținerea sfredelului de către manșonul ciocanului perforator.

Capul de tăiere (tăișul) redat în fig. XIX.11 are următoarele elemente caracteristice: unghiul de degajare α , unghiul de tăiere β , lățimea plăcuței din aliaj dur b , diametrul de tăiere D , înălțimea plăcuței însetate h , raza de curbura a tăișului R .

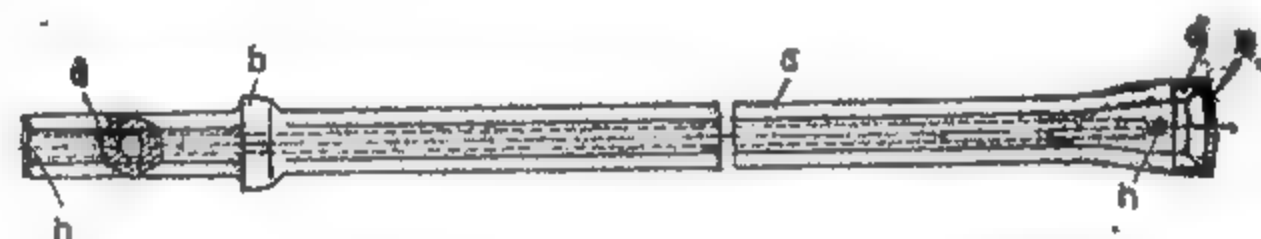


Fig. XIX.10. Elementele sfredelului monobloc.

Tabelul XIX.7

Caracteristicile tijelor pentru sfredele de perforare și recomandări pentru alegerea lor

Diametrul tijei, inch (toli)	$3/4$	$7/8$	1
Masa tijei, kg/m	2,2	3,1	4
Diametrul tăișului, mm	24—35	27—40	31—43
Lungimea emansamentului, mm	82,5—108	108—159	108—159

În general: $b = 10$ mm; $h = 18$ mm; $R = 140$ mm; $\alpha = 3^\circ$; $\beta = 90 \dots 110^\circ$, iar $d = 5 \dots 7$ mm.

Forma tăișului poate fi: daltă simplă, daltă dublă, rozetă sau în cruce, când armarea se face cu aliaje dure sub formă de plăcuțe, sau ușor bombată când armarea se face cu pastile cilindrice sau sferice.

Tăișul în formă de daltă simplă generalizat la sfredelele monobloc are randament maxim de lovire și este cel mai economic din punct de vedere al consumului de aliaj dur.

Plăcuța din capul de tăiere este din aliaj dur format din circa 90% WC și 10% Co și poate suporta 6—10 reascuțiri. Capul de tăiere poate fi uzinat separat și să se îmbine cu tijă prin stringere (îmbinare conică la $2,5 - 5^\circ$) sau cu filet.

Reascuțirea tăișului trebuie făcută atunci când diametrul D se uzează la colțuri, formându-se un „contracon” cu o înălțime până la 8 mm, sau etnd uzura pe înălțimea

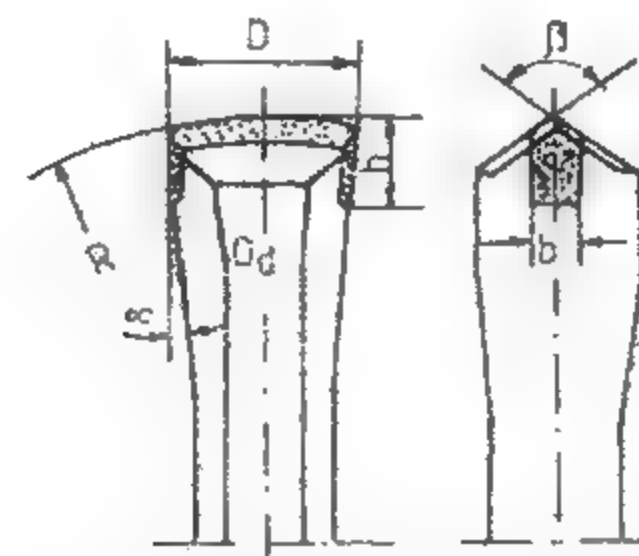


Fig. XIX.11. Elementele capului de tăiere cu forma de daltă simplă.

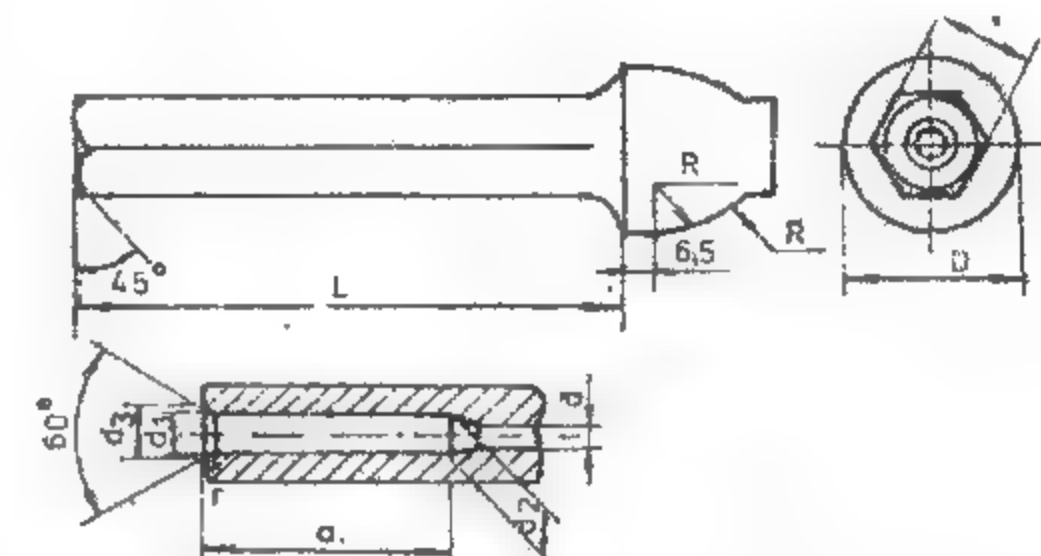


Fig. XIX.12. Elementele emansamentului sfredelului.

h ajunge la o lățime a muchiei de tăiere de 2—3 mm, măsurată la 5 mm de fiecare margine a tăișului.

Coada sau emansamentul este partea sfredelului care se introduce în bușa perforatorului primind loviturile pistonului și transmitând momentul de rotație asupra tijei.

Elementele caracteristice ale emansamentului sînt redată în fig. XIX.12.

În exploatare trebuie verificată periodic suprafața de lovire a sfredelului și cea a pistonului perforatorului, uzura bușei perforatorului, care nu trebuie să aibă un joc prea mare față de emansamentul sfredelului, și mecanismul de rotație al perforatorului.

Perforarea rotativă. Perforarea rotativă este caracterizată prin aceea că sfredelul are o mișcare de rotație și una axială de avans, tăișul acestuia așchiind, mărunțind și răzind continuu roca din fundul găurii.

Perforarea rotativă (fig. XIX.13) se realizează ca urmare a presării tăișului sfredelului cu forța P_a și pătrunderii acestuia în rocă, simultan cu imprimarea de către motorul perforatorului a unei mișcări de rotație a sfredelului în jurul axei sale, cu momentul M , datorită cărora tăișul așchiază roca.

Fiecare punct de pe tăișul sfredelului descrie în timpul perforării o linie elicoidală.

Din fig. XIX.13, a se observă că în timp ce porțiunea OA a muchiei active a sfredelului așchiază roca în semicercul de sub muchia AB , porțiunea OB a muchiei tăietoare execută același lucru în semicercul de sus, astfel că la o jumătate de rotație a sfredelului adâncimea găurii de mină crește cu τ , iar la o rotație completă a muchiei AB gaura se adâncește cu valoarea $b = 2\tau$.

Perforatoarele rotative pot fi pneumatice sau electrice, susținute manual sau mecanic. Caracteristicile tehnice ale unor perforatoare rotative sînt redată în tabelul XIX.8.

Un perforator pneumatic rotativ este format dintr-o carcasă metalică prevăzută cu două minere, un motor pneumatic cu putere de 0,7—2,25 kW, un reductor planetar și unul principal.

Rotorul realizează o turație de peste 3 000 rot/min, care este redusă la 300—700 rot/min.

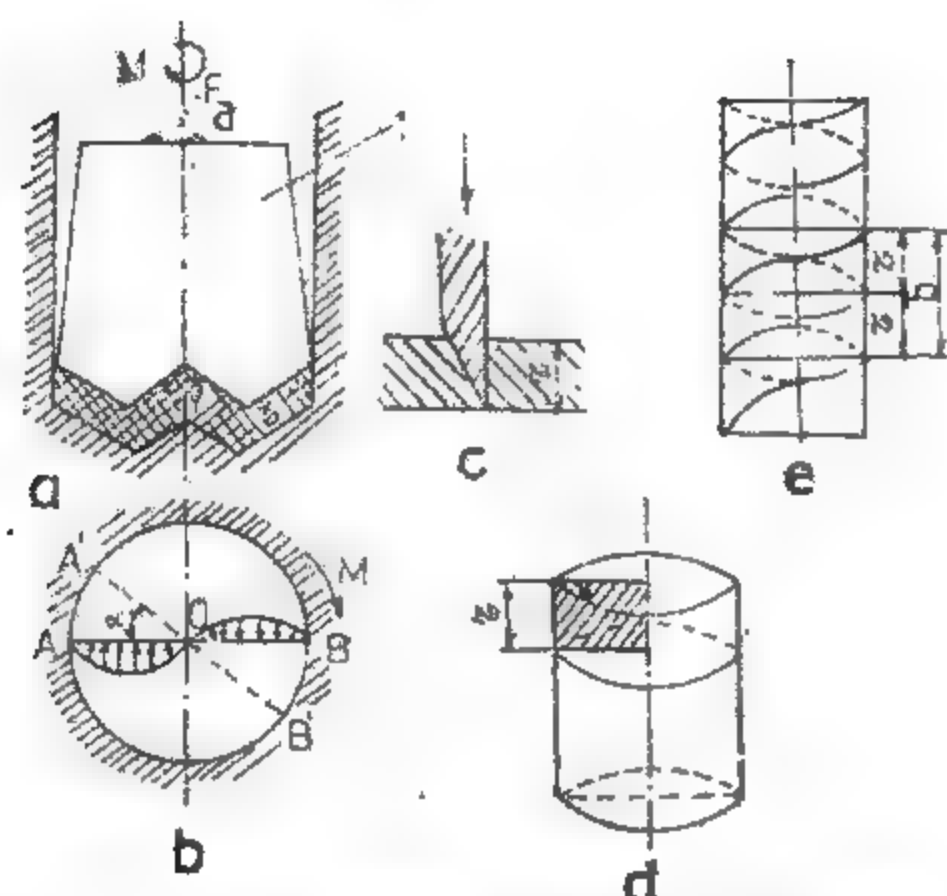


Fig. XIX.13. Principiul perforării rotative:
a - secțiune verticală; b - acțiunea sfredelului pe fundul
găurii; c, d, e - pătrunderea sfredelului în rocă.

Tabelul XIX.8

Caracteristicile tehnice ale unor perforatoare rotative

Țara	Tipul perforatorului	Masa perforato- rului [kg]	Consum de aer comprimat [N m³/min]	Puterea [kW]	Turația [rot./min]	Momentul de rotire [N·m]	Tensiunea de alimentare [V]
România	PR-8	9	3,2	1,25	1500	—	—
	PEA-19 D	19	—	1,2	330/690	18	127
U.R.S.S.	SR-3	14	3,5	2,72	—	66	—
	ER-14	16	—	1,0	860	10,6	127
	D-2 M	24	—	1,4	300	40	127
	ERP-18	—	—	—	—	—	—
Polonia	PW R-8	8,5	2,4	1,84	—	23	—
	VE-620	15,5	—	1,1	620	—	125
Cehoslovacia	VD 004-8	7,0	—	0,9	785	—	125
Anglia	E-59	15,3	—	1,0	430/720	—	125
R.F.G.	HGD-80	14	—	1,3	700	—	125

Aceste perforatoare (PR-8 DB, SG-1) sînt simple, comode, și ușor de minuit.
Un perforator electric rotativ (fig. XIX.14) are ca părți componente un motor electric 1, închis într-o carcasă de aluminiu și răcit cu un ventilator 2. Motorul acționează reductorul cu roțile dințate 3, 4, 5 și 6 care transmite micșorarea de rotație sfredelului 7 introdus în bușa 8.

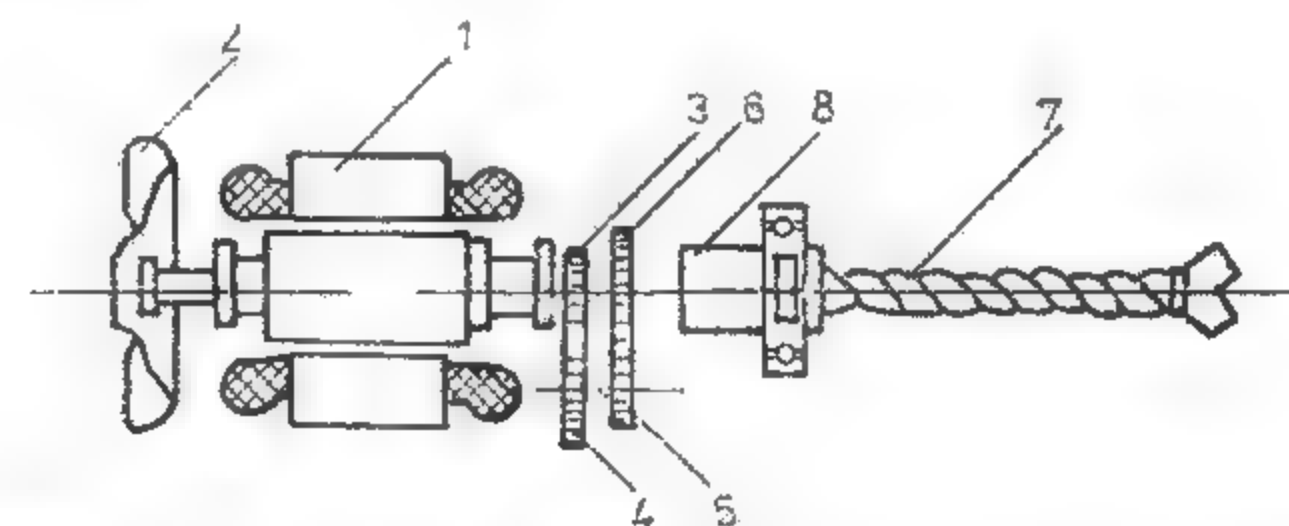


Fig. XIX.14. Schema cinematică a perforatorului electric
rotativ PEA-19 D.

Ele se realizează în construcție antigrizutoasă și au atît minerele cit și partea frontală izolate cu cauciuc pentru prevenirea electrocutării. În timpul funcționării se leagă la pămînt printr-un cablu special.

Motoarele care se utilizează în perforatoarele electrice rotative sînt trifazate, asincrone pentru tensiunea de 36, 127, 220 și 380 V, cu puterea orară de 1,0—5 kW.

Perforatoarele rotative pot fi susținute manual (dacă necesită o împingere axială pînă la 20 daN) și pe coloane sau pe brațele unor cărucioare de perforare.

În comparație cu perforajul percutant, perforajul rotativ are o serie de avantaje ca :

— viteză mai mare de perforare, întrucît acțiunea sfredelului asupra rocii este continuă, distrugerea rocii se face prin așchiere, iar la așchiere rezistența rocii este mai redusă ;

— zgomot mai redus ;

— detritus mai gros și prăfuire mai redusă ;

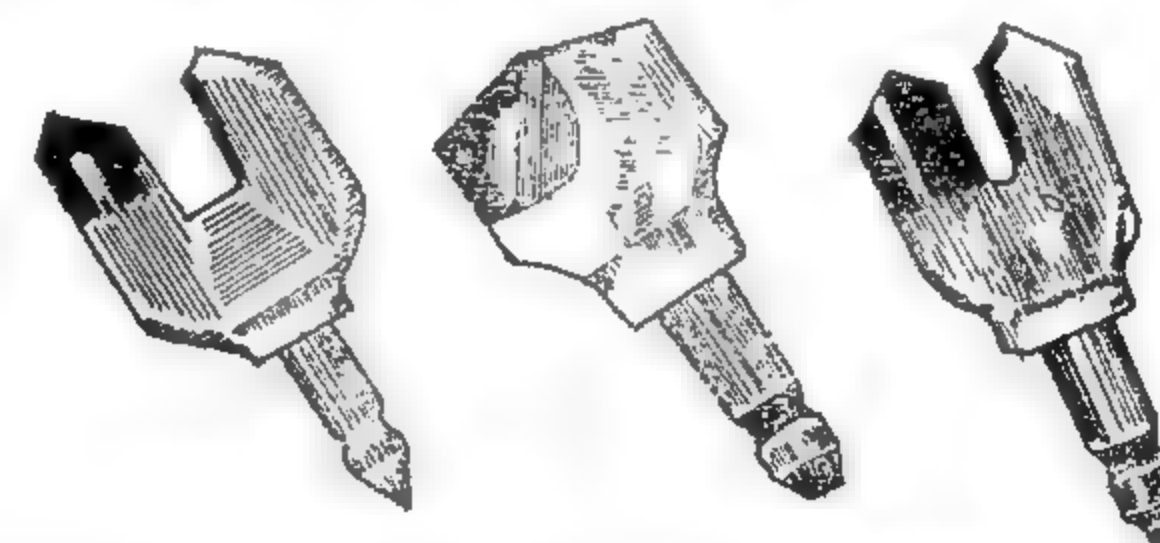


Fig. XIX.15. Cîteva tipuri de tășuri pentru perforarea
rotativă.

— randament mai ridicat, în special la folosirea perforatoarelor electrice.

Tășurile sfredelului pentru perforarea rotativă au forme speciale, așa cum se observă din fig. XIX.15.

Perforarea rotopercutantă. Perforarea rotativ-percutantă este un procedeu mai recent de perforare în galerii, folosit pentru perforarea găurilor de mină în roci tari și foarte tari.

Prin acest procedeu se obțin avantajele cumulate ale perforării rotative și percutante, iar viteza de perforare crește de două până la de 4 ori, comparativ cu perforarea percutantă.

Perforatoarele roto-percutante au un mecanism de lovire și un motor pneumatic care rotește axul principal al mașinii prin intermediul unui reductor.

Mecanismul de lovire este compus din unul sau două pistoane (ce se mișcă în sensuri contrare) care izbesc pe umerii axului principal.

Funcționarea perforatorului asigură ca tășul sfredelului să fie în permanență în contact cu fundul găurii. Apăsarea continuă cu forța F (fig. XIX.16) și lovirea sfredelului cu 3 000—5 000 percusii/min slăbește roca și ușurează așchiera prin rotație.

În sectorul circular COC' roca este sfărâmată astfel: în interiorul zonei unghiulare α , roca este distrusă parțial datorită loviturilor, iar în interiorul zonei α_2 roca este așchiată pe adâncimea $t'_2 - t_2$. La o nouă lovitură ciclul se repetă.

Comparativ cu perforajul percutant, perforajul rotopercutant realizează un detritus mai gros și un grad de prăfuire a locului de muncă mai redus.

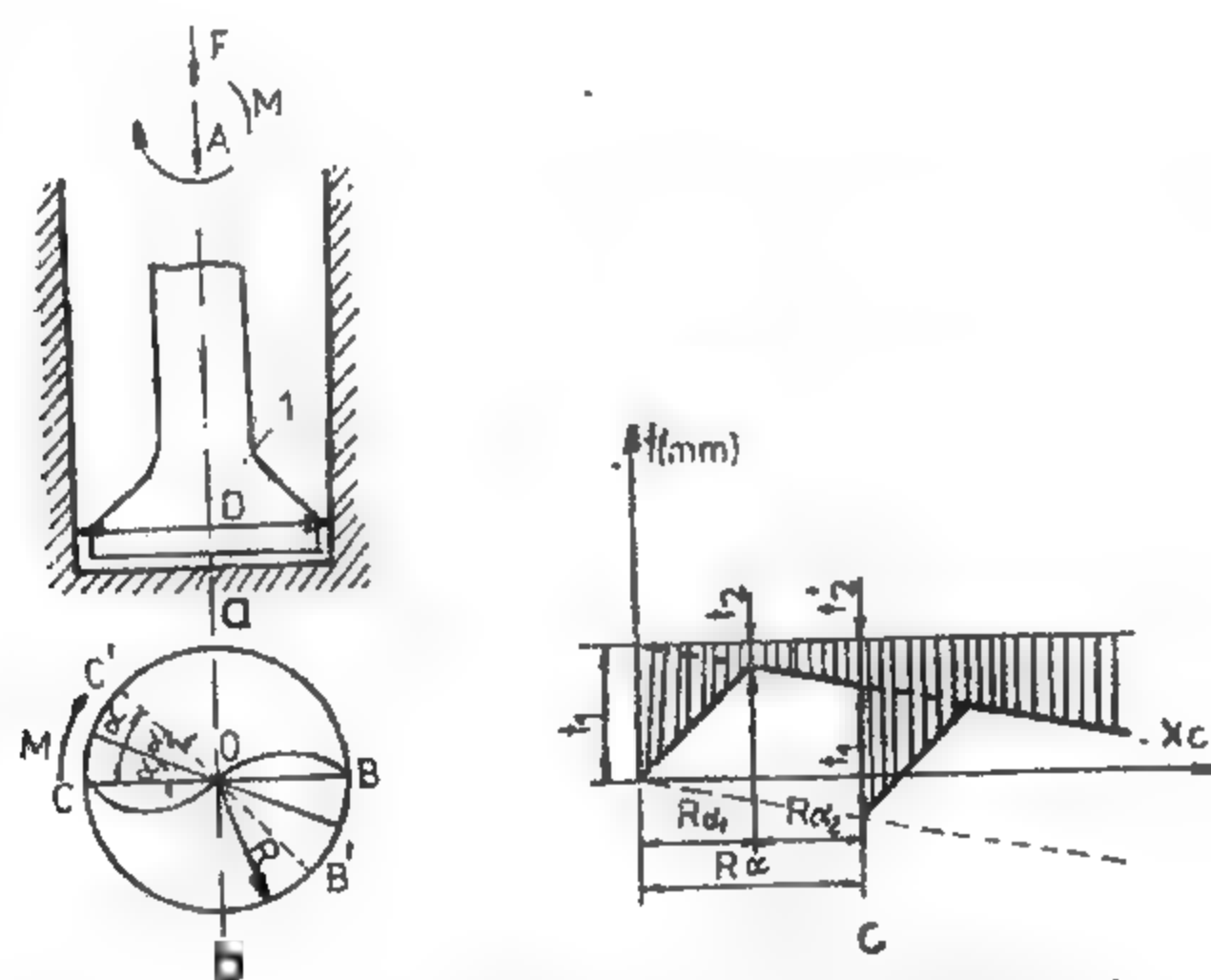


Fig. XIX.16. Principiul perforării rotopercutante :
a — secțiune verticală; b — tăierea rocii pe fundul găurii; c — pătrunderea sfredelului în rocă.

Un dezavantaj al instalațiilor de perforare rotopercutantă experimentate la noi în țară constă în gabaritul mare, care le face incomode în lucru. Un alt dezavantaj constă în necesitatea unor tășuri speciale, ascuțite la un unghi de circa 70° , care se recondiționează greu.

Procedeu de perforare rotativ-percutant se aplică mai ales în roci tari și foarte tari cu coeficient de tărie $f = 6 \dots 14$.

Instalații de perforare. În activitatea tehnico-organizatorică desfășurată pentru creșterea volumului de lucrări miniere și pentru scurtarea duratei de execuție a acestora este imperativ necesar să fie luați în considerare cel puțin următorii factori :

— creșterea secțiunii lucrărilor miniere impusă de creșterea capacității minelor și extinderea exploatărilor la adâncimi tot mai mari;

— realizarea unor salturi mai mari de înaintare pe ciclul de săpare;

— reducerea efectelor negative ale zgomotelor și vibrațiilor utilajelor de perforare asupra muncitorilor miniere.

Pentru atingerea acestor deziderate, calea mai sigură de urmat rămâne creșterea productivității muncii la perforare prin utilizarea unor perforatoare grele montate pe săni de perforare cu avans automat și asigurarea condițiilor pentru perforarea cu mai multe perforatoare manipulate de un singur om.

Pentru folosirea perforatoarelor grele la perforarea mai multor găuri din aceeași poziție, — cum este cazul la săparea lucrărilor cu secțiuni mari prin metoda cu front îngust înaintaș se utilizează coloana filetată redată în fig. XIX.17. Această coloană se compune din doi stilpi extensibili distanțați printr-o bară orizontală ai cărei capete pot glisa pe stilpi pentru a fi adusă în diferite poziții pe verticală. De bară orizontală se fixează, printr-o brațară metalică, sania de perforare care poate fi rotită.

Pentru perforarea găurilor la săparea galeriilor este necesară deplasarea și poziționarea perforatorului pe fiecare gaură de mină. Acest lucru se realizează cu manipuloare mecanice cu articulații mobile, acționate pneumatic sau hidraulic prin comenzi centralizate la un pupitru de comandă.

Manipuloarele, numite și brațe de perforare, sînt fixate la un șasiu pe roți sau pe șenile care poate fi tractat (cărucior) sau autopropulsat. Pe brațul de perforare se fixează o sanie de perforare cu avans automat, iar pe sanie perforatorul. Introducerea acestor instalații mobile pentru perforarea găurilor asigură viteze mari de perforare, creșterea productivității muncii și reducerea timpului total de perforare. La folosirea lor efortul fizic este redus. În plus, prin îndepărtarea muncitorului de perforator efectele nocive ale zgomotului, vibrațiilor și prafului rezultat la perforare sînt foarte mult diminuate.

Primele brațe de perforare au fost atașate mașinilor de încărcat, iar în locul săniilor de perforare cu perforatoare grele s-au folosit perforatoare telescopice.

Mai recent cele mai multe tipuri de cărucioare au șasiu propriu echipat corespunzător pentru acționarea brațelor.

Un cărucior de perforare de tip ușor destinat pentru perforarea găurilor cu lungimi până la 2,5 m, în galerii cu secțiunea cuprinsă între 5 și 20 m², este tipul IMP — 2 proiectat de Institutul de Mine din Petroșani (fig. XIX.18).

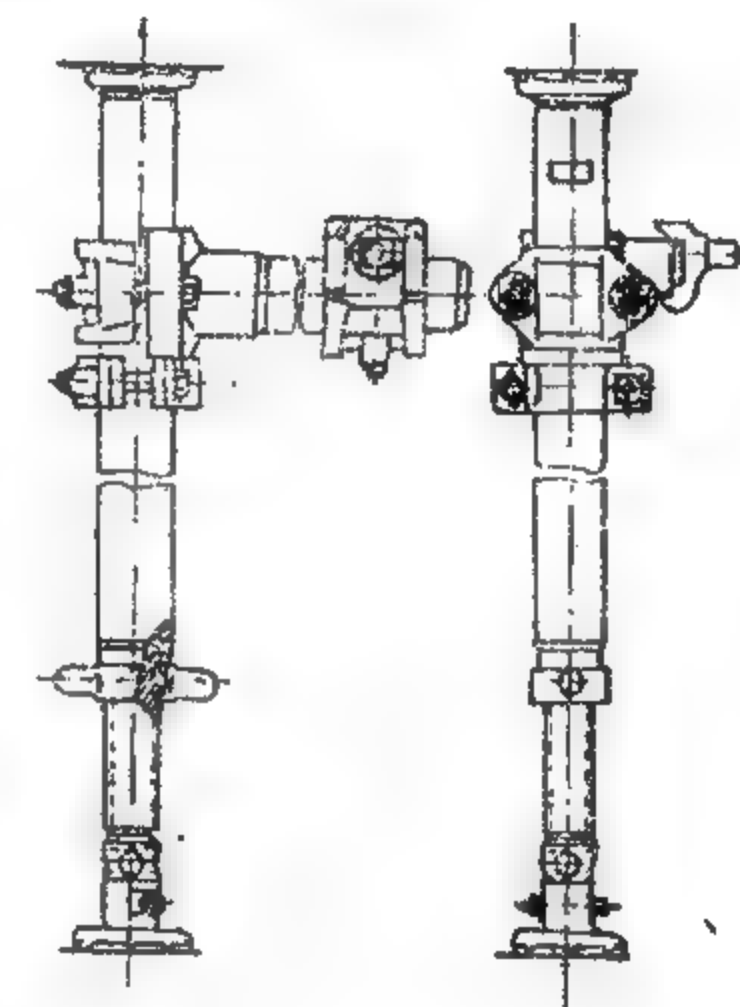


Fig. XIX.17. Coloană de susținere a perforatoarelor grele.

Șasiul căruciorului se deplasează pe calea ferată prin autotractare, pe distanța de manevră în front, sau prin tractare cu locomotivă pe distanțe mai mari. Pe șasiu sînt fixate: un grup hidraulic de alimentare cu ulei sub presiune de maximum 200 bar, un pupitru de comenzi hidraulice și pneumatice; blocul cu dispozitivul de rotire a brațelor de perforare și un sistem hidraulic de calare.

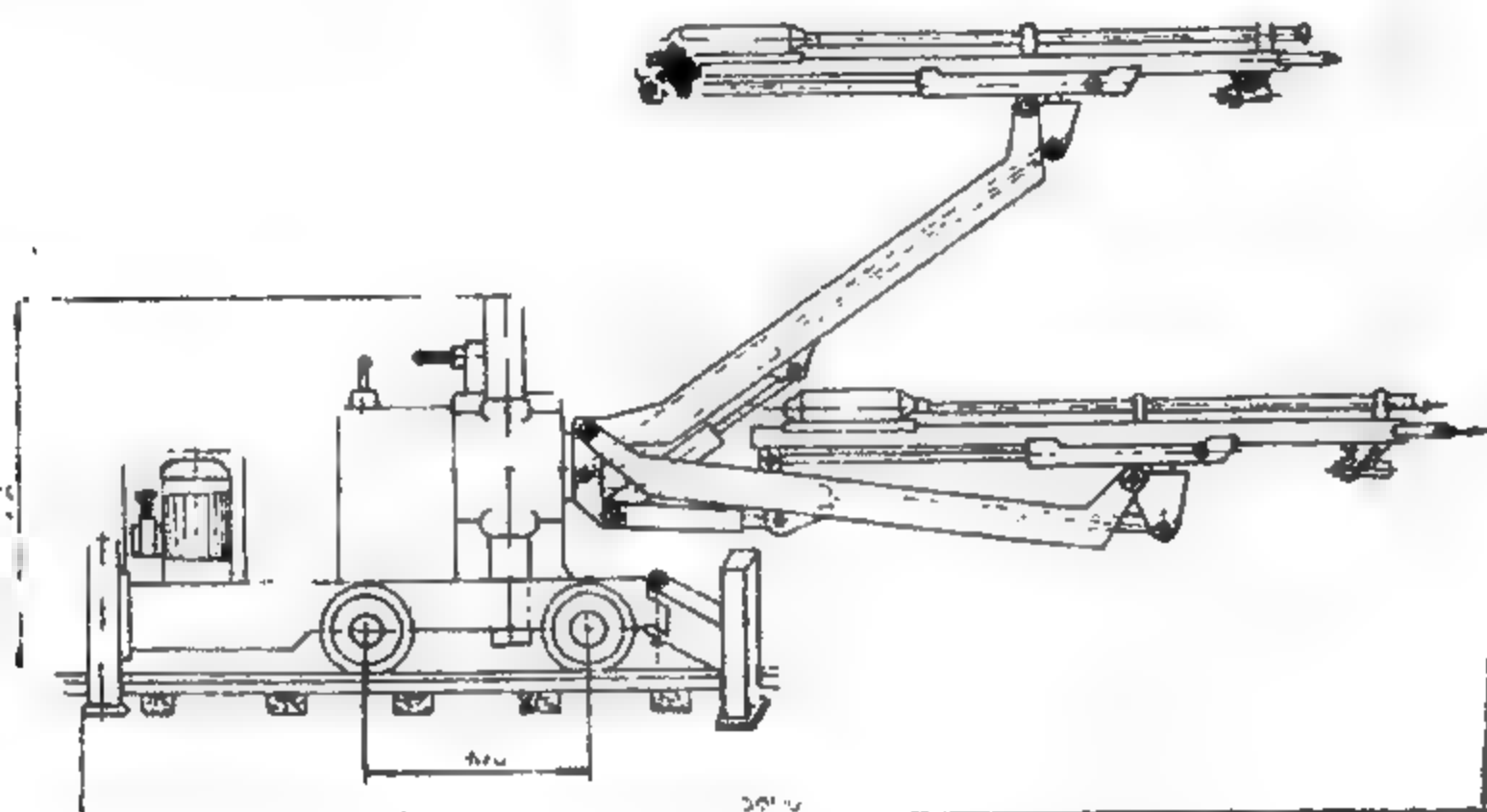


Fig. XIX.18. Căruciorul de perforare IMP-2.

Pentru perforarea în galerii cu secțiunea de 5—19 m² este destinat și căruciorul Minirondo, MR — 500 produs de firma TAMPELLA, care are două brațe de perforare și două perforatoare Corona ES — 300 sau E 400 cu rotire separată.

Alte tipuri de cărucioare pentru secțiuni mici de săpare sînt redată în tabelul XIX.9, indicîndu-se și principalele caracteristici ale lor.

Brațele de perforare se compun din bare solide articulate simplu sau multiplu care se pot roti în jurul unui ax dințat orizontal prin intermediul căruia se prind de șasiu și se pot inclina sau extinde în funcție de necesități, prin intermediul unui cilindru hidraulic.

Brațul de perforare Minirondo — MR — 500, produs de firma TAMPELLA din Finlanda, are următoarele părți principale (fig. XIX.19): brațul de sprijin 1 se reazemă pe pirghia 2 de rotire în jurul unui ax orizontal perpendicular pe axul principal dințat de rotire 3, montat pe cilindru de ridicare 4.

Inclinarea saniei 6, pe care se deplasează perforatorul, se asigură cu cilindru hidraulic 5, pînă la 40°.

Perforatoarele grele fixate pe sanii de perforare susținute de brațele de perforare pot fi pneumatice, electrice sau hidraulice.

Caracteristicile tehnice ale citorva tipuri de perforatoare grele utilizate în România sînt redată în tabelul XIX.10.

Mai recent, pentru instalațiile de perforare cu acționare electrică sau diesel s-au construit perforatoare hidraulice avînd agregatul hidraulic montat pe instalație și acționat de motorul acesteia.

Tabelul XIX.9

Caracteristicile unor instalații de perforare cu gabarite reduse

Firma sau țară	ATLAS COPCO	TAM-ROOK	U.R.S.S.	INGERSOL RAND	JOY	SECOMA	SECOMA	ROMÂNIA	ATLAS COPCO
Tipul	Tunnec	TERRA	KBW	VM-12	SCOR-PION	ATH-15	P1032	IM-P2	Gavodril D-350
Nr. de brațe	2...3	2	2	2	2	1	2	2	2
Tipul perforatorului	BHC-100	E-400	—	D-300	BEAVAR	RPH-35	—	PG-80	COP-89 D
Masa perforatorului, kg	65,2	—	—	110	70,3	—	—	80	—
Consumul de aer, m ³ /min	7,4	—	—	6,2	9,6	hidraulic	—	6,9	—
Secțiunea maximă (L×h), m	6,6×4,1	4,6×5,5	12 m ³	3,7×6,5	5,4×4	4×6,3	3×5,9	20	—
Secțiunea minimă (L×h), m	—	2,4×2,4	5 m ³	3,7×4,3	2,5×2,1	—	—	6	—
Dimensiunile de gabarit (L×l×h), m	6×1,9×1,7	7×1,58×1,9	7,6×1,3×1,4	6×1,22×2,06	5,8×2,1×1,5	8,7×1,5×1,9	8,6×1,6×1,3	6,8×1,2×1,75	4,6×1,6×1,7
Masa netă, kg	3800	—	4200	5662	5909	7500	—	5000	—
Puterea	—	—	—	—	23	50	—	—	Diesel 45

Caracteristicile principale ale unor perforatoare hidraulice sînt redată în tabelul XIX.11.

Prăjini extensibile. Pentru perforarea cu perforatoare grele a unor găuri cu lungimi medii și mari, în locul sfredelelor cu tijă monobloc se utilizează prăjini de perforare extensibile cu diferite diametre în funcție de diametrul tășului amovibil.

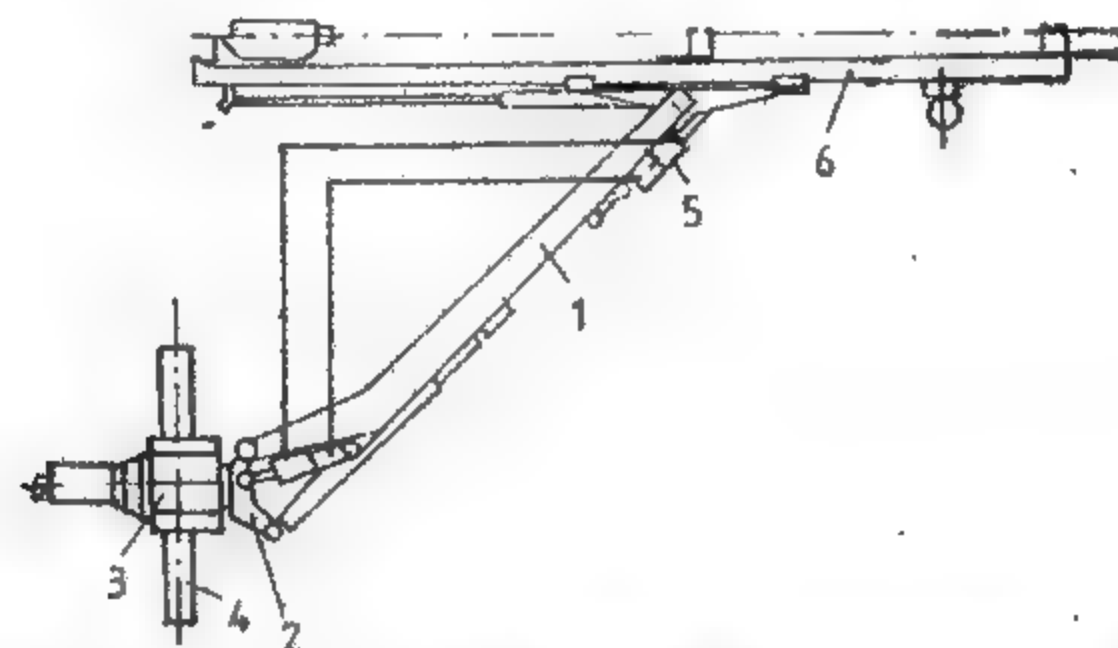


Fig. XIX.19. Brațul de perforare Minirondo MR-500.

Tabelul XIX.10

Caracteristicile tehnice ale unor perforatoare pneumatice grele

Caracteristici	U/M	Tipul perforatorului		
		S-125 KW	BBC-120 F	KS-90
Masa perforatorului	kg	51,5	69	50
Diametrul cilindrului	mm	125	120	76
Cursa pistonului	mm	31	65	—
Frecvența loviturilor	lov/min	2900	1900	1700
Consumul de aer	m ³ /min	4,1	9,3	4,5
Emașamentul sfredelului	mm	1" × 159	1" × 159	1" × 159
Lungimea găurilor	m	30	15-20	15
Uzina constructoare		Tampella	Atlas-Copco	Kuznețov

Astfel prăjinile de 7/8 in se folosesc pentru tășuri cu diametrul de 35-42 mm, prăjinile de 1 in pentru tășuri cu diametrul de 41-45 mm, prăjinile de 1 1/4 in pentru tășuri de 48-64 mm, iar prăjinile de 1 1/2 in pentru tășuri de 64-89 mm.

O garnitură completă de prăjini extensibile (fig. XIX.20) se compune din: tășul amovibil, prăjini extensibile, nipluri (mufe) de legătură și emășament.

Filetele de îmbinare cele mai folosite sînt: filetul rotund, trapezoidal, dreptunghiular și triunghiular.

Tabelul XIX.11

Caracteristicile principale ale unor perforatoare hidraulice

Tipul perforatorului	Lungimea [mm]	Masa [kg]	Nr. lovituri/min	Energia de lovire [J]	Nr. de rot/min	Momentul de rotire [J]	Presiunea de lovire [at]	Presiune în agregat [at]	Debit pentru lovire [l/min]
Tamrok H-425	839	110	3100	180	0-300	200	120	120	85
HL-438	811	112	3200	260	0-300	250	150	150	96
Atlas-Copco 1038HD	985	135	3600	250-350	0-300	250	150-250	120	95
Boart 90 MFR	678	29	1500	—	—	—	105	—	40
Böhler HS 338	1320	165	2000-6000	—	0-300	300	150	110	90
Ingersoll Rand Hard III	984	215	9300	90	0-225	195	180	69	83
Krupp HB-51	675	88	3000	196	250	—	150	70	85
Salzgitter HH-5001	775	100	4-5000	150	160	245	180	100	130
Secoma RPH-35	759	150	2-3000	200	400	500	180	150	60
Montabert H-45	935	123	3300	220	200	500	130	—	90
Holman SIG-HBM 110	700	130	3100	340	250	500	200	120	65

Tășurile amovibile (fig. XIX.20) pot fi: cu filet interior în execuție normală (a), cu filet interior și uneri de fixare (b), cu filet exterior și în cruce (c), cu filet exterior și în daltă (d).

Prăjinile extensibile se execută din oțel aliat cu secțiune hexagonală sau rotundă. Ele au lungimi standardizate, care diferă de la uzină la uzină (3660-1830-915 mm; 160-320...6400 mm s.a.), sînt prevăzute la capete cu filete pentru a putea fi îmbinate cu mufe și au un orificiu de spălare axial.

Tije cu emășament pot fi cu guler (a) sau adaptate (b) și au la un cap coada ce se introduce în perforator, iar la celălalt cap filet de îmbinare.

Ținînd seama de costul ridicat al unei garnituri de prăjini, este necesar ca tije să fie bine întreținute, depozitate în locuri uscate, cu filetele curățite și unse după utilizare, astfel încît să li se asigure o durată mare de folosire. La o bună întreținere a prăjinilor se poate conta pe un consum de 1 m prăjină la 100 m gaură, 1 buc. niplu la 75 m gaură, 1 buc. emășament la 300-350 m gaură, iar 1 tăș armat la 50-80 m gaură.

Orientări noi în domeniul perforării. Cercetările recente în domeniul perforării au condus la încercări experimentale privind construirea perforatoarelor sonice și a celor termice.

Perforatoarele sonice se bazează pe principiul dezagregării rocii cu ultrasunete care sapun fundul găurii la presiuni și dilatări succesive.

Perforatoarele termice se bazează pe introducerea în fundul găurii a unor gaze de ardere cu temperatură foarte ridicată și alternativ a unui jet de apă pentru răcire și spălarea găurii. Variațiile mari de temperatură produse prin încălziri și răcirii repetate asigură distrugerea rocii din fața jetului și avansarea capului de forare.

Experimentările au arătat că prin acest procedeu se pot obține viteze de perforare de 5-10 m/h, dar fără dispozitive de captare a gazelor și fără un aeraj intensificat, utilizarea termoburului în subteran nu este posibilă.

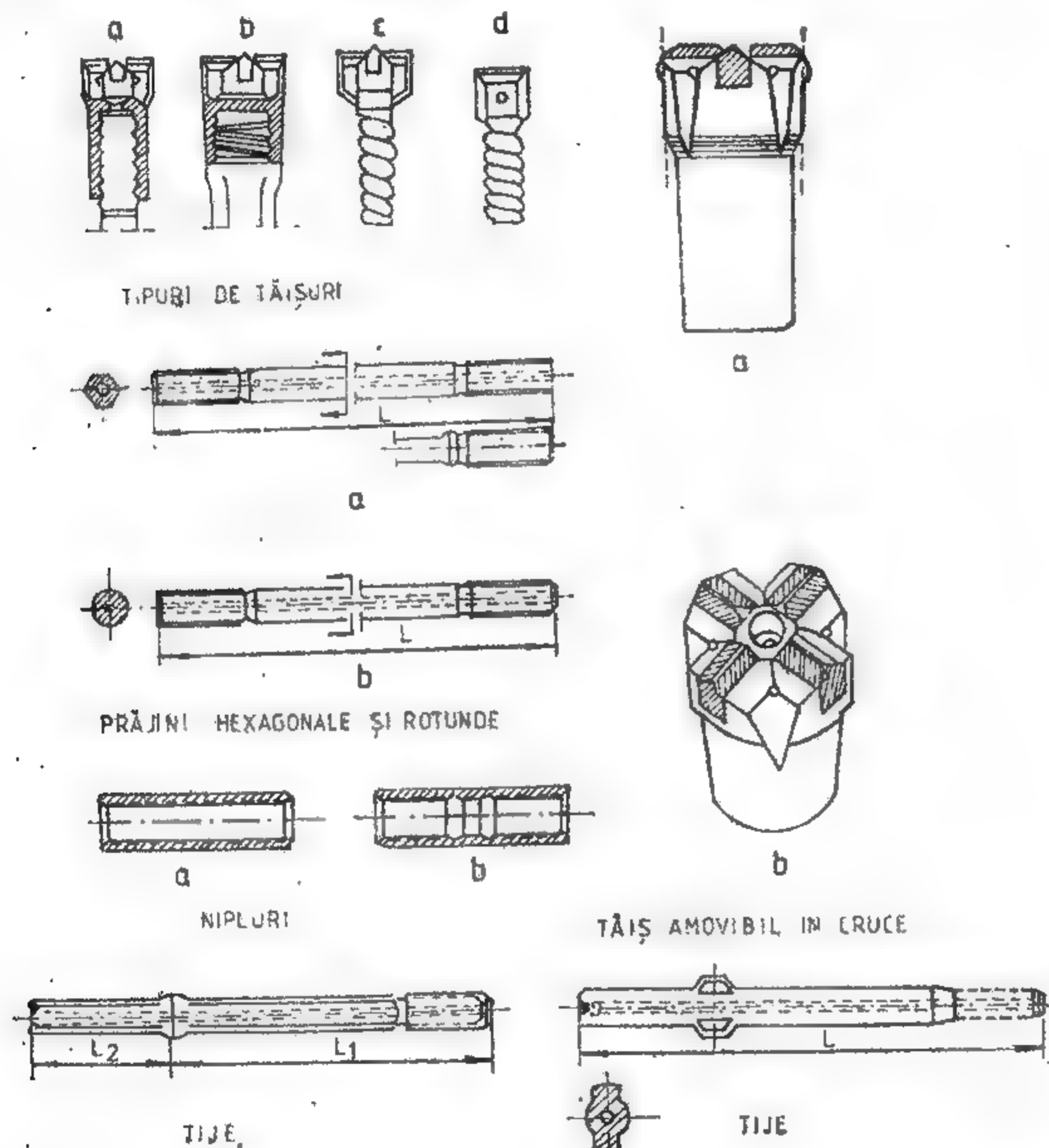


Fig. XIX.20. Echipamentul prăjinilor extensibile.

Perforajul cu lance de oxigen este o variantă a perforajului termic, bazată pe reacția exotermă ce are loc la arderea fierului într-un curent de oxigen. În forma cea mai simplă arzătorul se compune dintr-o țevă cu pereți groși a cărui capăt din față se încălzește până la incandescență, iar apoi se arde prin insuflare de oxigen. Metalul incandescent apăsător cu o forță de circa 40 daN topește roca avansând.

Acul atomic propus de prof. A. d. a. m. s. (S.U.A.) destinat forajelor de mare adâncime se compune dintr-un reactor cu diametrul de 40-60 cm, ce conține ca material

activ oxid de uraniu închis într-un cilindru de oxid de beriliu cu vârful inferior executat din tungsten.

Temperatura dezvoltată topește rocile și permite avansarea reactorului. După epuizarea oxidului de uraniu vârful din tungsten se va detașa, iar partea superioară a acului fiind mai ușoară decât rocile va fi propulsată la suprafață aducând mostre de roci.

Perforajul hidraulic, inițiat de Institutul de Cercetări Miniere din Kuzneț, folosește drept agent de perforare energia de percucie a apei injectată pe fundul găurii cu o presiune de 700-1 000 at.

Mai sînt și alte încercări de introducere în subteran a unor procedee de perforare mai perfecționate, dar pînă în prezent ele n-au d'pășit faza experimentărilor.

Productivitatea muncii la perforare. Productivitatea orară la perforare se poate determina din formula:

$$P_p = \frac{60 L_g}{n T_p} \quad (2.4)$$

în care: L_g este lungimea totală a găurilor perforate, m/ciclu

$$L_g = \frac{C_1}{\eta} \cdot N \cdot P, \text{ sau } L_g = \frac{P}{\eta} \cdot \sum \frac{n_i}{\sin \alpha_i} \quad [\text{m/ciclu}] \quad (2.5)$$

C_1 este un coeficient care ține seama de înclinarea găurilor:

$$C_1 = \frac{\sum \frac{n_i}{\sin \alpha_i}}{N} \quad (2.6)$$

- n — numărul de oameni care participă la perforare.
- n_i — numărul de găuri care au înclinarea α_i , buc./ciclu;
- N — $\sum n_i$ — numărul total al găurilor, buc./ciclu;
- η — (0,85...1) — randamentul de folosire a găurilor de mină;
- T_p — durata operației de perforare a găurilor, min/ciclu.

$$T_p = (l_{\text{mare, poz.}} + l_{\text{perf.}} + l_{\text{pt}}) \quad [\text{min/ciclu}] \quad (2.7)$$

$l_{\text{mare, poz.}}$ — (10...20) min/ciclu, durata operației de marcare a poziției găurilor pe suprafața frontului;

$l_{\text{perf.}}$ — durata perforării tuturor găurilor.

$$l_{\text{perf.}} = \frac{N}{K \cdot N_{\text{perf.}}} \left(\frac{L_g}{N \cdot v_{\text{perf.}}} + l_{\text{sch. poz.}} + l_{\text{sch. sfr.}} \right) \quad [\text{min/ciclu}] \quad (2.8)$$

$N_{\text{perf.}}$ — numărul perforatoarelor care funcționează în front;

K — coeficientul de folosire a timpului de perforare, avînd valori de 0,9-1,0 pentru un perforator și 0,7-0,9 pentru două perforatoare;

$v_{\text{perf.}}$ — viteza de perforare (m/min), care rezultă din cronometări;

$l_{\text{sch. poz.}}$ — (1,5...2,5) min/gaură — durata operației de poziționare a perforatorului inclusiv începerea găurii;

$t_{sch, sfr_2} = (0, \dots, 1,5)$ min/gaură — durată schimbării unui sfredel;

t_{pi} — durată operațiilor de pregătire și închidere a perforării și pentru trecerea la operația următoare.

Cunoscând productivitatea orară la perforare se poate determina consumul efectiv de muncă pentru perforarea unui metru de gaură, cu formula:

$$m = \frac{1}{P_{\Sigma}} \cdot 60 \quad [\text{om.min/m.gaură}] \quad (2.9)$$

Din expresia productivității la perforare rezultă căile de urmat atât pentru creșterea acesteia cât și pentru scutirea duratei perforării frontului:

- majorarea în limitele raționale a pasului de înaintare;
- dimensionarea rațională a numărului de găuri, adoptarea monografiilor de perforare cu găuri cât mai apropiate de perpendiculare pe suprafața frontului și luarea tuturor măsurilor pentru creșterea randamentului de folosire a găurilor de mină;
- reducerea duratei operației de perforare propriu-zisă prin introducerea unor perforatoare sau instalații de perforare care asigură viteze de perforare mai mari;
- crearea condițiilor tehnico-organizatorice pentru reducerea duratei operațiilor neproductive prin: folosirea șabloanelor pentru marcarea găurilor, introducerea instalațiilor de perforare autopropulsate electrohidraulice sau Diesel-hidraulice dotate cu perforatoare hidraulice ș.a.

2.3.2. DETERMINAREA PARAMETRILOR GĂURILOR DE MINĂ

Numărul găurilor de mină. Se alege astfel ca să asigure introducerea întregii cantități de exploziv pentru derocare și o bună conturare a lucrării.

Numărul de găuri depinde de ansamblul proprietăților fizice și mecanice ale rocilor de profil și secțiunea de săpare, de calitatea explozivului și de densitatea de încărcare. Pentru determinarea numărului de găuri au fost propuse o serie de formule dintre care se menționează cele mai des folosite:

Formula lui M. M. Protodiakonov:

$$N = \epsilon \cdot \sqrt{f \cdot S} \quad [\text{buc/cielu}] \quad (2.10)$$

unde: S este suprafața frontului de lucru, m^2 ;

f — coeficientul de tărie a rocilor după clasificarea prof. M. M. Protodiakonov;

ϵ — coeficient avînd valorile: 2 (Pavlov); 2,3 (Bogomolov); 2,5 sau 2,7 (Protodiakonov).

În cazul perforării găurilor cu diametrul mai mic sau mai mare de 32 mm, se introduce corelația $\sqrt{32/d}$.

Dacă se utilizează alt exploziv decît dinamita II, se introduce și un coeficient de recalculare pentru exploziv, iar formula completă are forma:

$$N = 2,5 \cdot K_r \cdot \sqrt{f \cdot S} \cdot \sqrt{\frac{32}{d}} \quad (2.11)$$

unde: $K_r = \frac{X_d}{X_e}$ este coeficientul de recalculare pentru exploziv;

X_d, X_e — potențialul dinamitei respectiv al explozivului folosit;

d — diametrul încărcăturii, mm.

Formula lui Pokrovski se aplică numai la lucrări executate în roci cu $f = 2 \dots 6$:

$$N = \frac{qS}{I_{\Sigma}} + \sqrt{S} \quad [\text{buc/cielu}] \quad (2.12)$$

unde: q este consumul specific de exploziv, kg/m^3 ;

S — secțiunea de săpare, m^2 ;

I_{Σ} — încărcătura medie de exploziv, kg/gaură .

Formula lui Bari:

$$N = \frac{q_1 S_1 \cdot d_0 S \cdot e}{3,79 \cdot d^2 \Delta_e k} \quad [\text{buc/cielu}] \quad (2.13)$$

unde: q_1 este consumul specific normal de exploziv, kg/m^3 ;

S — secțiunea de săpare, m^2 ;

S_1 — coeficient de structură ($S_1 = 0,7 \dots 2$);

e — potențialul explozivului, cm^3 ;

d — diametrul mediu al încărcăturii explozive, cm ;

Δ_e — densitatea explozivului, kg/dm^3 ;

k — coeficient de îndesare a explozivului, avînd valori de 1-2 pentru dinamite și 1,0 pentru amonite;

d_0 — coeficient de buraj (1 — 1,3).

Formula lui Vnionss:

$$N = \frac{1273 \cdot q \cdot S \cdot \eta}{a \cdot d^2 \cdot \Delta_e} \quad [\text{buc/cielu}] \quad (2.14)$$

unde: $\eta = 0,86 \dots 0,95$ este coeficientul de rupere al găurilor;

q — consumul specific de exploziv, kg/m^3 ;

a — coeficient de umplere a găurilor cu exploziv (0,5...0,8);

d — diametrul cartușului, mm;

Δ_e — densitatea explozivului, kg/dm^3 .

Formule propuse de Institutul Vugi

a) Pentru împușcarea cu simbură până

$$N = 1,45 \sqrt{f \cdot S \cdot e} + \frac{213 \cdot f \cdot S \cdot e}{d^2} \quad [\text{buc/cielu}] \quad (2.15)$$

unde: e este coeficientul capacității de lucru a explozivului:

$$e = \frac{400}{p}$$

- p — potențialul explozivului, cm^2 ;
 d — diametrul cartușului, mm.
 b) Pentru simbură prismatic

$$N = 1,45 \cdot \sqrt{f \cdot S \cdot z} + \frac{236 \cdot f^{0,9} \cdot S \cdot z}{d^2} \quad [\text{buc/ciclu}] \quad (2.16)$$

notațiile având semnificația din formulele precedente.

Formula lui S. I. Ibraev:

$$N = \frac{41 \cdot S(\sqrt{f} - a\sqrt{S})}{b \cdot d} \quad [\text{buc/ciclu}] \quad (2.17)$$

- unde: a este coeficient având valori de 0,2—0,3;
 b — coeficient ce depinde de explozivul folosit, având valori cuprinse între (1,2—1,4) pentru dinamite și (0,9—1) pentru amonite;
 d — diametrul cartușului, mm

Formula lui NiŃonov:

$$N = \frac{6 \cdot 10^3 \sqrt[3]{f^2 S^2}}{pd^2} \quad [\text{buc/ciclu}] \quad (2.18)$$

- unde: p este potențialul explozivului, cm^2
 d — diametrul cartușului, cm;

Asupra numărului de găuri de mină pentru introducerea explozivului sînt de făcut unele observații:

Formulele de calcul sînt obținute prin prelucrarea statistică a datelor practice din diferite bazine în care s-au efectuat cercetări. De aceea, calculînd numărul de găuri cu diferite formule obținem rezultate diferite.

Se recomandă să se determine numărul de găuri cu mai multe formule, apoi să se schițeze amplasarea găurilor pe suprafața frontului, iar numărul care asigură amplasarea rațională se alege pentru proiectare; acest număr este cuprins între cel minim și cel maxim rezultat din calcule.

De asemenea, trebuie ținut seama și de faptul că în rocile cu stabilitate mică și medie se amplasează un număr de găuri în care nu se introduc încărcături explozive, ele servind fie ca linii de rupere pentru încărcăturile din găurile vecine, fie ca generatoare de conturare mai precisă a profilului lucrării miniere.

Diametrul găurilor de mină. Se alege în funcție de lungimea găurilor, tipul sfrede-lului, felul explozivului folosit, modul de introducere a explozivilor în găuri și de crite-riile economice care vizează reducerea cheltuielilor de perforare și prevenirea efectului de canal.

La perforarea cu sfredele de oțel aliat, nearmate, se ține seama de uzura destul de accentuată a tășului mai ales în rocile tari. De aceea, diametrul de pornire se alege în funcție de lungimea găurii, astfel ca diametrul final să permită introducerea explozi-vului încartușat. Pentru calcule se recomandă formula:

$$d_i = d_f \sqrt[3]{l} \quad [\text{mm}] \quad (2.19)$$

în care: d_i este diametrul inițial cu care se începe gaura, mm;

d_f — diametrul final al găurii;

$d_f = 32$ mm pentru explozivi încartușați cu diametrul de 25 mm (dinamite);

$d_f = 37$ mm pentru explozivi încartușați în cartușe cu diametrul de 30—32 mm (amonite);

l — lungimea găurii, m.

La perforarea cu sfredele armate uzura tășului este mai redusă, iar diferența dintre diametrul inițial și final este neînsemnată pentru găuri obișnuite cu lungimi de 1—4 m și diametre de 30—48 mm.

În acest caz se recomandă ca diametrul minim al găurilor de mină la folosirea ex-plozivilor încartușați să aibă valorile:

$$d_{min} \geq d_e + d_a \quad (2.20)$$

unde: d_e este diametrul cartușelor de explozivi, mm;

d_a — diferența de diametru pentru a putea introduce explozivul în deplină siguranță; $d_a = 6$ mm pentru cazul cînd introducerea cartușelor se face manual; $d_a = 12$ mm, cînd cartușele se introduc pe cale pneumatică.

Din punct de vedere economic se preferă întotdeauna un diametru al găurii cît mai aproape de diametrul cartușului de exploziv, deoarece s-a constatat că pentru per-forarea cu același perforator, dacă se păstrează nemodificați restul parametrilor, atunci viteza volumetrică de perforare (secțiunea găurii \times viteza liniară) rămîne aproape con-stantă, de unde rezultă:

$$v_x = v_0 \cdot \left(\frac{d_0}{d_x} \right)^n \quad \text{sau} \quad v_x = v_0 \left(\frac{d_0}{d_x} \right)^{0,7+0,1f} \quad (2.21)$$

unde: v_0 este viteza liniară de perforare (cm/min) la perforarea găurii cu diametrul d_0 ;

v_x — viteza de perforare la diametrul d_x ;

n — exponent a cărui valoare depinde de natura rocii și are valori cuprinse între 1 și 2,5; $n = (0,7 + 0,1f)$ — exponentul lui *RaŃienko*.

Odată cu reducerea diametrului găurii, crește viteza de perforare și în consecință productivitatea la perforare. Totodată rezultă însemnate economii din uzura mai redusă a sfredelului și consumul mai scăzut de manoperă, energie pneumatică, lubrifianți ș.a.

Un diametru de gaură cît mai apropiat de diametrul explozivului asigură creșterea densității de încărcare cu exploziv a găurii și în consecință a presiunii de explozie.

La folosirea explozivilor pulverulenți sau a șalmurilor explozive, introduse prin pompă, explozivul ocupă întreaga secțiune a găurii și nu se manifestă fenomenele ne-gative cauzate de diferența de diametre între găuri și exploziv.

Lungimea găurilor de mină. Lungimea găurilor determină pasul de înaintare res-pectiv volumele de muncă pentru efectuarea complexelor de operații care compun ciclul de săpare. Factorii naturali, tehnici și organizatorici care influențează asupra lungimii găurilor de mină sînt numeroși dar cea mai mare influență o exercită: secțiunea lucrării; ansamblul proprietăților fizico-mecanice ale rocilor; performanțele utilajelor folosite pentru mecanizarea operațiilor care intră în compunerea ciclului; monografia de per-forare-împușcare; caracteristicile materialelor folosite la perforare-împușcare; organi-zarea muncii în frontul de lucru ș.a.

În scopul reducerii timpului neproductiv de la perforare și a consumurilor specifice de explozivi și capso, tendința generală este de a crește saltul pe ciclu, deci și lungimea găurilor.

Pasul de înaintare trebuie însă astfel ales încât ciclul să se încheie în timpul afectat care, de obicei, este egal cu durata schimbului de lucru. Atunci când se urmărește obținerea unui salt mare (de 3—5 m), chiar cu extinderea ciclului pe mai multe schimburi, în calculele consumurilor de muncă trebuie să se aibă în vedere că la lungimi mari ale găurilor perforate cu perforatoare obișnuite, viteza de perforare scade întrucât crește diametrul inițial al găurii, crește frecarea sfredelului de pereții găurii, se îngreunează evacuarea detritusului rezultat la perforare și devine mai anevoioasă și mai neproductivă încărcarea găurilor cu explozivi.

Pentru a ușura alegerea lungimii de gaură s-au propus o serie de formule dintre care se dau în continuare cele mai importante.

Formula lui Suhanov:

$$l = \frac{B}{4 \operatorname{tg} \frac{\alpha}{2}} \quad [\text{m}] \quad (2.22)$$

În care: B este lățimea lucrării miniere;

$\alpha = 50^\circ$ pentru $f = 8, \dots, 15$ și $\alpha = 60^\circ$ pentru $f = 15, \dots, 20$ este unghiul de înclinare al găurilor față de suprafața frontului

Formula lui Protodiakonov:

$$l \leq \frac{d}{\sqrt{f}} \quad [\text{m}] \quad (2.23)$$

În care: d este un coeficient care ține seama de greutatea perforatorului, având valorile:
 $d = 3$ pentru perforatoare ușoare; $d = 3,5$ pentru perforatoare grele;

f — coeficientul de țară după M. M. Protodiakonov.

La perforarea cu ciocane perforatoare moderne, această formulă dă rezultate de valori mici pentru lungimea de gaură. De aceea, pentru actualele perforatoare se consideră că rezultate mai bune se obțin cu formula empirică corectată:

$$l \leq \frac{d}{\sqrt[3]{f}} \quad [\text{m}] \quad (2.24)$$

Formula lui Pavlov ține seama de operațiile principale care intră în compunerea ciclului de săpare și are forma:

$$l = \frac{(T_c + t_a) \cdot n}{\frac{N}{n_p V_p} + \frac{\eta S \cos \alpha}{K_i p}} \quad [\text{m}] \quad (2.25)$$

unde: n este numărul membrilor echipei;

T_c — durata ciclului, h;

t_a — durata operațiilor auxiliare, h;

N — numărul total de găuri, buc;

V_p — productivitatea la perforatoare, m/h · perf.;

n_p — numărul perforatoarelor în funcție, buc;

η — coeficientul de rupere al găurilor;

S — secțiunea de săpare, m²;

K_i — numărul mașinilor de încărcat, buc;

p — productivitatea la încărcare, m²/h;

α — unghiul de înclinare al găurilor față de axa lucrării, grade.

Formula lui V. I. Gusein:

$$l_{gr} = \frac{P}{\eta} = (0,5 \dots 0,9) B \quad (2.26)$$

$$l_{gs} = \frac{(1,1 \dots 1,2) l_{gr}}{\sin \alpha_1} \quad (2.27)$$

$$l_{gt} = \frac{P}{\eta \cdot \sin \alpha_2} \quad (2.28)$$

În care: l_{gr} este lungimea găurilor de rupere;

B — lățimea lucrării miniere;

l_{gs} — lungimea găurilor de simbur;

l_{gt} — lungimea găurilor de mină înclinate;

P — lungimea saltului sau pasul de înaintare;

η — coeficient de rupere a găurilor (0,85—1);

α_1, α_2 — unghiul de înclinare al găurilor de simbur respectiv de profilare.

Factorii care limitează lungimea găurilor de mină sînt: a) pasul de susținere determinat de condițiile geologo-miniere speciale; b) condițiile de organizare care vizează obținerea unor indicatori optimi de folosire a utilajelor de perforare și încărcare determinați din studii complexe de folosire a personalului și a mașinilor pe toată durata ciclului. Pentru o astfel de limitare lungimea găurilor de mină rezultă din formula:

$$P = \frac{P}{\eta \sin \alpha} \quad (2.29)$$

$$\text{unde } P = \frac{n[T_c - (t_a + t_1 + t_2 + t_3)]}{l(m_1 + m_2) + SK_a m_3 + \frac{m_4}{D} + m_5} \quad [\text{m}] \quad (2.30)$$

P este pasul de înaintare, m/ciclu;

l — lungimea de gaură pe 1 m de înaintare;

S — secțiunea de săpare, m²;

K_a — coeficientul de afinare a rocii împușcate;

- D — pasul de susținere provizorie sau definitivă cu cadre;
 n — numărul de muncitori în echipă;
 T_0 — durata ciclului, min;
 m_s — normele compuse de timp ($s = 1, 2, 3, 4, 5$) pentru efectuarea complexelor de operații repetabile ca: perforarea, împușcarea, încărcarea și evacuarea rocii, susținerea, montarea instalațiilor conexe, om min/unit. de produs;
 t_r — timpul necesar complexelor de operații repetabile ca: intrarea la locul de muncă, copturirea și pregătirea sculelor, aeraj și pauză; ieșirea de la locul de muncă ($r = 6, 7, 8, 9$).

Amplasarea găurilor de mină. Găurile de mină servesc pentru introducerea, în masivul de roci, a încărcăturilor explozive, astfel ca prin explozia lor să se asigure dislocarea rocilor din interiorul profilului lucrării pe lungimea saltului proiectat.

Numărul și amplasarea găurilor de mină pe suprafața frontului se stabilesc astfel încât să se asigure: profilul proiectat al lucrării; posibilitatea perforării cu utilajele din dotare; excluderea explodării necomandate a încărcăturilor explozive amplasate în găuri; randamentul maxim de folosire a găurilor și a energiei exploziei; granulometria corespunzătoare și cât mai omogenă a materialului împușcat și distanță de aruncare a materialului cât mai redusă.

La alegerea schemei de amplasare a găurilor se ține seama de: profilul și secțiunea lucrării miniere; ansamblul proprietăților fizice și mecanice ale rocilor în care se execută lucrarea; caracteristicile explozivilor utilizați și a mijloacelor de inițiere; felul mașinilor de perforare; pasul de înaintare proiectat ș.a.

Pentru obținerea unui rezultat bun în urma împușcării, la amplasarea găurilor se va urmări să se realizeze: o densitate de găuri cât mai constantă și uniformă pe întreaga suprafață a frontului; o simetrie cât mai perfectă a găurilor față de planul sau planele de simetrie ale lucrării sau față de o axă de simetrie a acesteia; poziție cât mai aproape de perpendiculara pe planele de stratificație; fundul găurilor din aceeași grupă să se găsească pe același plan și să se creeze posibilitatea realizării excavației în trepte succesive, iar ultima treaptă să dea conturul lucrării.

După rolul pe care îl au în procesul dislocării rocilor, găurile de mină sunt: de *simbure*, *ajutătoare* sau *de lărgire a simburului* și *de profilare*.

Dislocarea rocilor din frontul unei lucrări miniere se realizează prin explozia încărcăturilor explozive în mai multe trepte. Primele încărcături explodate realizează o excavație cu secțiune redusă sub formă de pană, trunchi de piramidă sau prismă, după forma secțiunii de pe suprafața frontului și a suprafeței de rocă nou dezvelită. Această excavație constituie o a doua suprafață liberă pentru încărcăturile explozive din găurile vecine, făcând ca randamentul acestora să fie mai bun.

— **Găurile de simbure.** Realizarea primei deschideri, care creează o a doua suprafață liberă pentru încărcăturile explozive învecinate, trebuie proiectată astfel încât să fie bine amplasată în secțiunea lucrării și rațional dimensionată, să folosească la maximum planele de minimă rezistență ale rocilor; să necesite găuri a căror amplasare să fie bine corelată cu a celorlalte; să nu necesite consum exagerat de mare de exploziv.

Alegerea corectă a tipului de simbure asigură un salt maxim cu consumuri tehnologice și de manoperă minime.

În funcție de poziția pe care o ocupă pe suprafața frontului, amplasarea găurilor care conturează prima deschidere și forma geometrică a acesteia simburii pot fi: *unilaterali*, *multilaterali*, *drepti* și *combinați*.

Simburii unilaterali (fig. XIX.21) sunt conturați cu un singur rând de găuri, paralele cu o latură a conturului lucrării și înclinate spre aceasta. Se aplică la roci șistoase sau când lucrarea minieră se sapă în lungul unei zone de contact. Simburele unilateral *superior* (a) se poate aplica în roci șistoase de tărie medie având plane de șistificație ce înclină spre direcția de avansare a frontului sau când lucrarea se sapă sub un acoperiș principal.

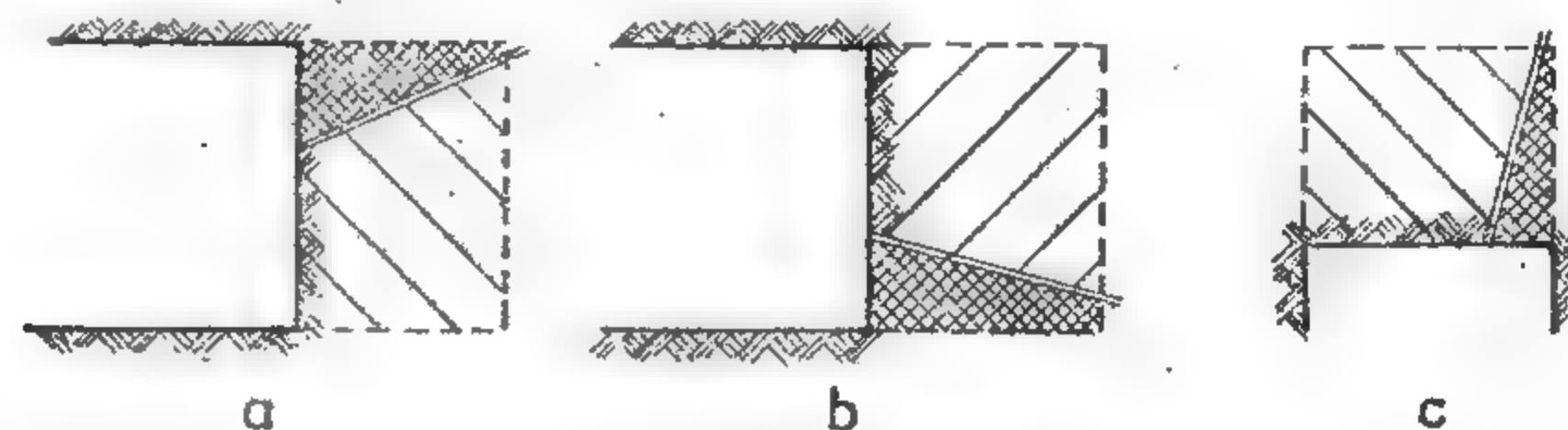


Fig. XIX.21. Simburi unilaterali:

a — superior; b — inferior; c — lateral.

stabil. Simburele *inferior* (b) se aplică atunci când fisurile sau planele de șistificație înclină înspre front sau când vatra lucrării urmărește un strat mai tare decât rocile ce se excavează. Simburele *lateral* (c) este indicat în cazul săpării galeriilor direcționale în lungul zonei de contact, găurile înclinând spre zona de contact.

Simburele *evantai* (fig. XIX.22) se realizează cu unul sau mai multe rânduri de găuri cu lungimi și înclinări din ce în ce mai mari și se aplică la lucrări cu secțiune mare.

Simburii multilaterali au caracteristic faptul că făgașul proiectat este conturat din două sau mai multe părți de găuri convergente. În cazul practicării acestor simburii saltul este limitat, datorită spațiului redus de manevră a perforatorului cu sfredelul montat între gura găurii și peretele lucrării la valoarea:

$$P = \frac{B \cdot \operatorname{tg} \alpha}{4} \quad [\text{m/ciclu}] \quad (2.31)$$

unde: P este pasul de înaintare;

B — lățimea lucrării;

α — unghiul de înclinare al găurilor de simbure față de suprafața frontului, având valori cuprinse între 50° pentru roci foarte tari și 70° pentru roci moi.

Când se dorește obținerea unui salt mai mare se realizează simburii dubli, sau chiar tripli, lungimea ultimei serii de găuri calculându-se cu formula:

$$l = \frac{P}{\eta \sin \alpha_1} \quad [\text{m}] \quad (2.32)$$

în care α_1 este înclinarea celui de-al doilea rând de găuri, având valori cuprinse între $60-65^\circ$ pentru roci foarte tari și $70-75^\circ$ pentru roci moi.

— **Simburele tip pană** (fig. XIX.23) constă din perechi de găuri aproape simetrice față de o axă de simetrie paralelă cu vatra sau înălțimea lucrării sau o falie ori cu un plan de șistificație și înclinate spre axă, după posibilitățile de perfore.

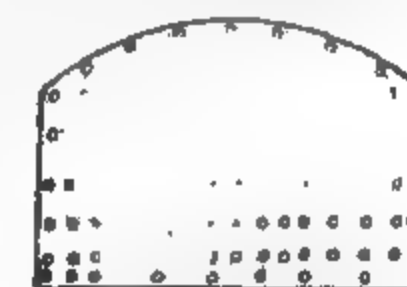


Fig. XIX.22. Simbure cu găuri în evantai.

Deschiderea sub formă de pană poate fi realizată în interiorul profilului lucrării sau pe toată înălțimea sau lățimea lucrării.

Distanța între găurile simetrice se ia de 0,4—0,6 m în rocile foarte tari și 0,6—0,8 m la alte roci, iar distanța între perechile de găuri 0,3—0,4 m în roci foarte tari și 0,4—0,6 m

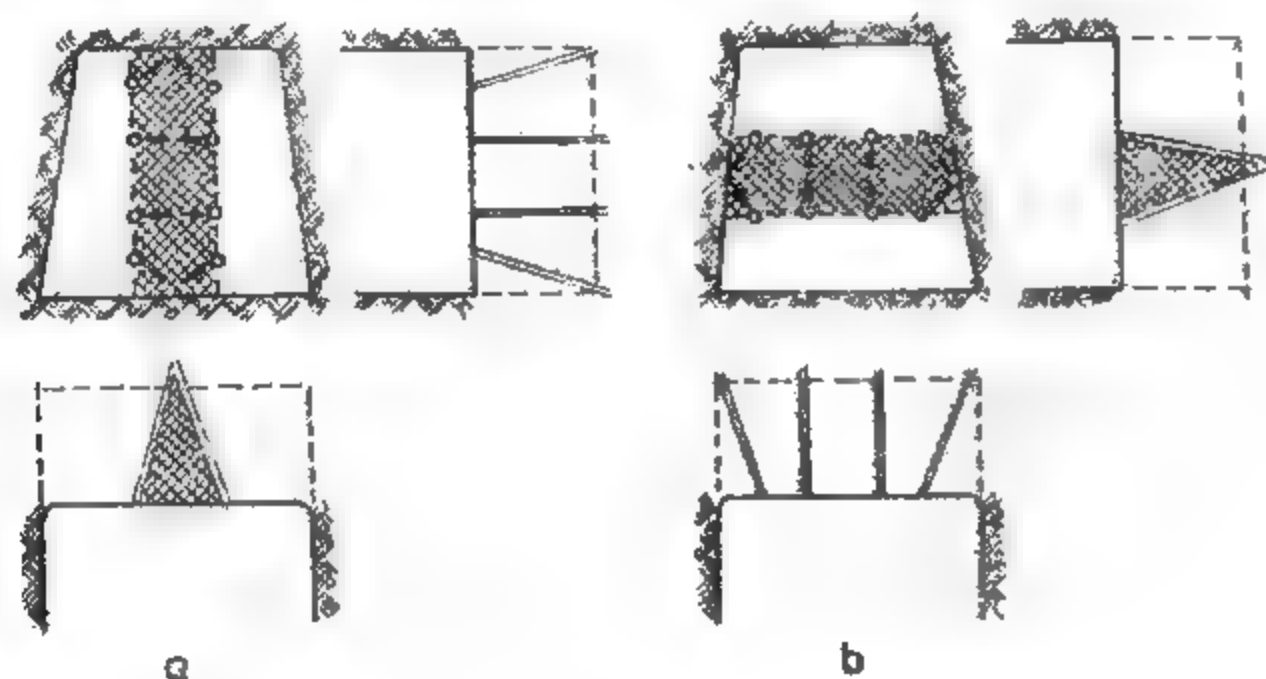


Fig. XIX.23. Simbure tip pană:
a — verticală; b — orizontală.

în roci tari, semitari și moi. De regulă, pana se realizează pe dimensiunea mai scurtă a lucrării miniere.

— Simburele piramidal (fig. XIX.24) se realizează prin perforarea unui număr de 3—6 găuri în vîrfurile unui poligon inscriptibil în cerc (triunghi, pătrat, pentagon), cu

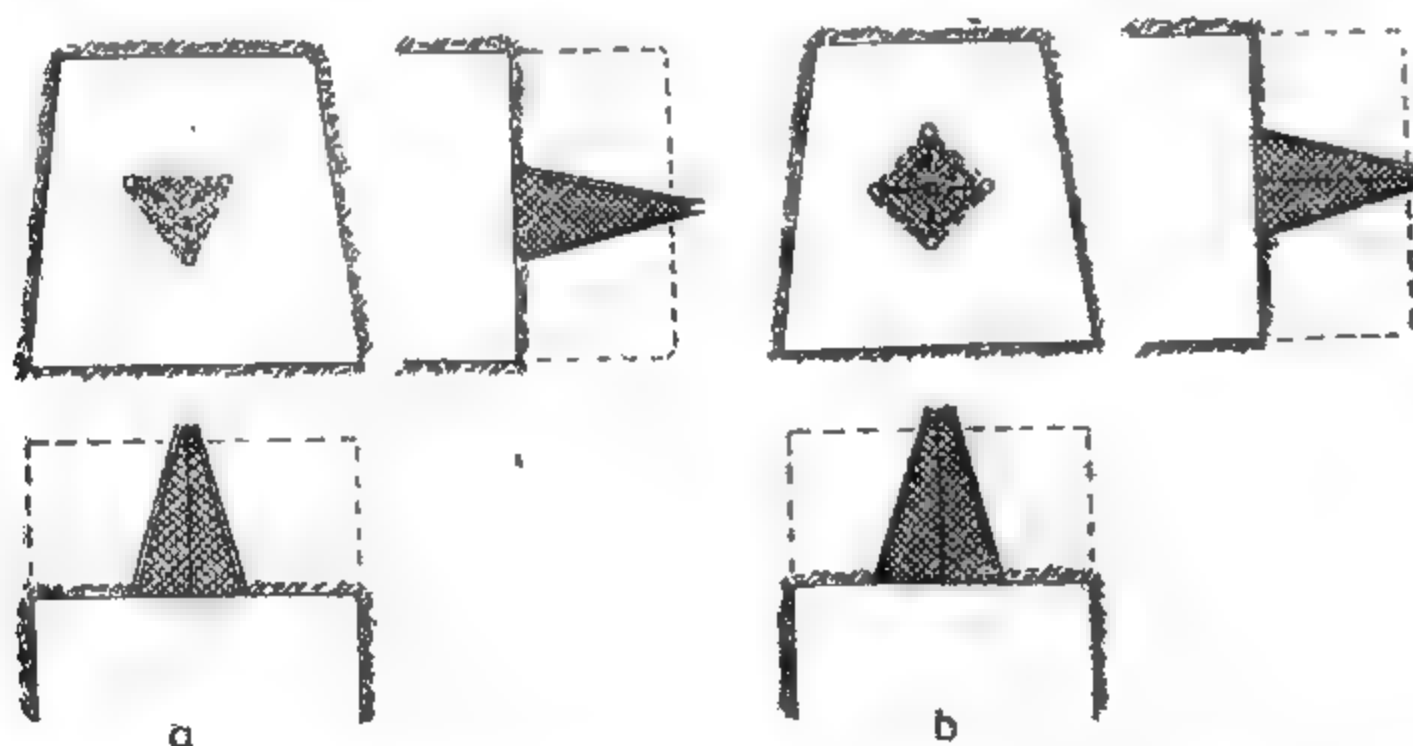


Fig. XIX.24. Simburi piramidali cu (b) și fără (a) gaură centrală.

înclinarea de 60—80° spre o gaură centrală. Distanța între gaura centrală și celelalte găuri se alege în funcție de compactitatea rocii și are valori de 0,25 — 0,45 m.

— Simburele dublu piramidal (fig. XIX.25) se realizează prin perforarea a două serii de găuri în jurul unei găuri centrale. Prima serie de găuri (3—4 buc) de lungime mai

redușă se impușcă în etapa I, iar o altă serie de găuri cu lungime și înclinare mai mare, care se amplasează în jurul primei serii se aprind cu întârziere, astfel că simburele creat în etapa întâi se adîncește, permițînd obținerea unui salt mai mare.



Fig. XIX.25. Simbure dublu-piramidal.

Simburii drepti sînt caracterizați prin aceea că pentru realizarea primei deschideri, găurile se perforază pe suprafața frontului, paralele și destul de apropiate. În urma exploziei încărcăturilor introduse în găurile de mină roca dintre ele este sfărîmată, rezultînd o excavație prismatică.

Acești simburi permit majorarea saltului, neexistînd limitările constatate la perforarea găurilor înclinate, asigură un randament de folosire a găurilor mai ridicat și se pretează la perforarea cu perforatoare montate pe manipuloare mecanice care le asigură o poziționare stabilă și în consecință paralelismul.

Pentru realizarea simburilor drepti se perforază un număr de 5—10 găuri paralele și egale, dar nu toate se încarcă cu exploziv, unele rămase neîncărcate servind ca suprafețe libere pentru cele încărcate (fig. XIX.26, a și d).

Găurile încărcate cu exploziv se amplasează în jurul găurilor neîncărcate, la aceeași distanță sau la distanțe diferite. Distanța dintre o gaură de mină neîncărcată și una vecină încărcată se va lua de circa două ori diametrul găurilor neîncărcate, iar distanțele la restul găurilor cresc proporțional cu diametrul excavației creată de găurile impușcate anterior. Găurile neîncărcate pot fi perforate cu diametre mai mari decît cele ce se încarcă, putînd ajunge la 100 și chiar la 200 mm.

— Simburele spiral (fig. XIX.26, b și c) constituie o variantă a simburelui prismatic, la care găurile se amplasează după o spirală, în jurul găurii centrale care rămîne neîncărcată. După explozia primelor încărcături care creează o primă față liberă suplimentară, celelalte găuri se impușcă în ordinea deplasării pe spirala proiectată, sau de înșurubare, astfel că ruperea rocilor se produce mai ușor.

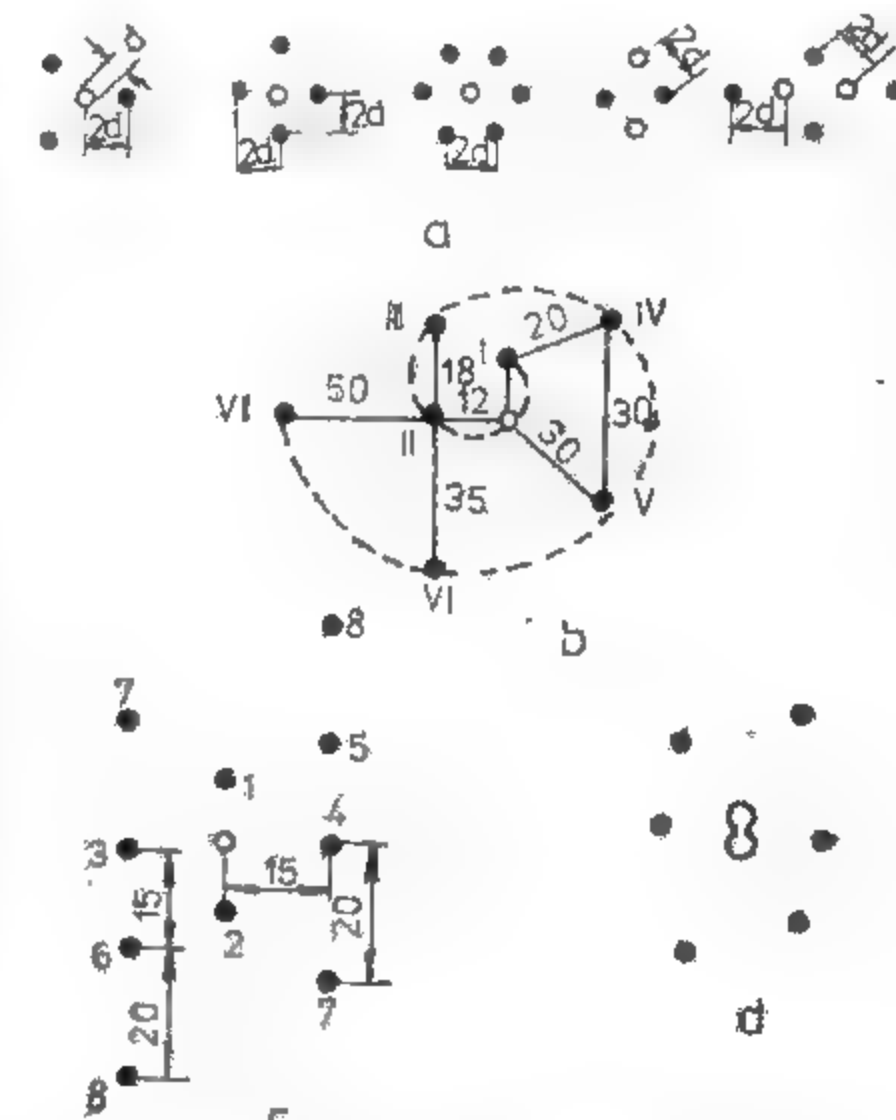


Fig. XIX.26. Simburi drepti.

Întrucît la adoptarea simburilor drepi se impun măsuri tehnice și organizatorice deosebite, începînd cu asigurarea materială pentru perforarea găurilor de sondă și asigurarea paralelismului găurilor de mină și continuînd cu fixarea distanțelor între găuri, unii cercetători au creat șabloane pentru perforare. Astfel, au apărut simburii drepi de tip Coromant și Fagersta (fig. XIX.27), Michingan, Tebi, Turmag, LAS-2 ș.a.

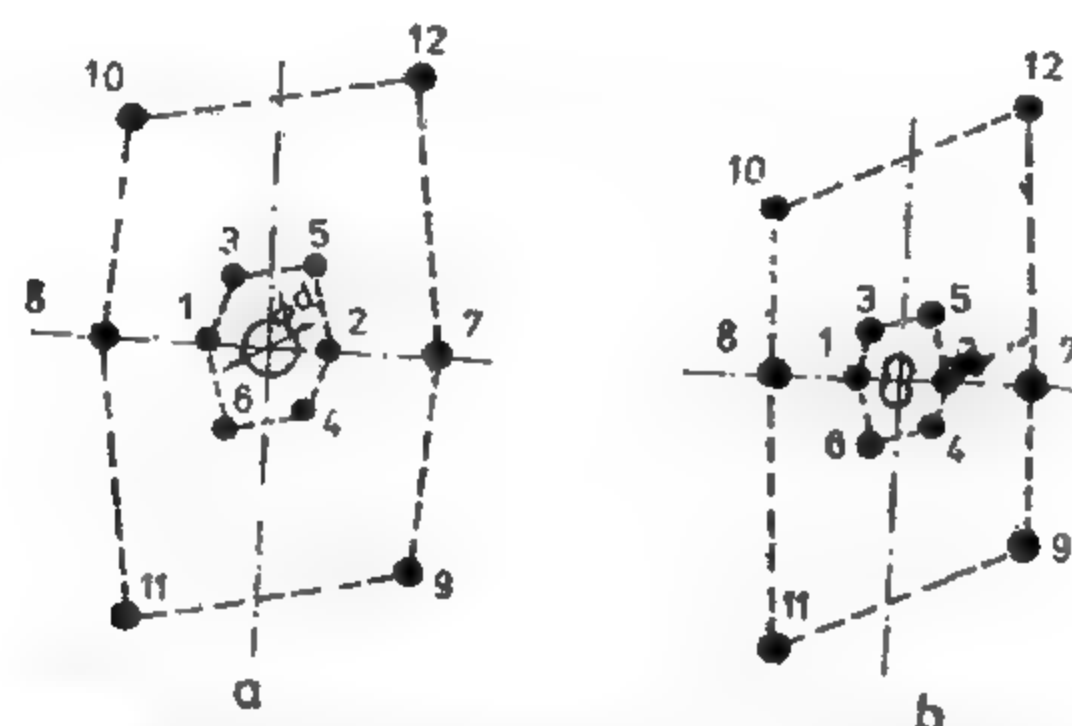


Fig. XIX.27. Simburii drepi de tip Fagersta (a) și Coromant (b).

Simburii combinați se realizează prin combinarea celor convergenți cu cei drepi ca de exemplu: pană cu evantai; piramidal cu cel spiral, piramidal cu pană, pe toată lățimea sau înălțimea lucrării ș.a.

Tendința actuală, atât în țara noastră cit și pe plan mondial, este spre folosirea simburilor drepi cu găuri centrale, avînd diametre de 80—200 mm.

Unde nu sînt asigurate condiții pentru aplicarea acestor simburii, se pot obține salturi mai mari aplicînd simburii dubli sau tripli piramidali.

— Găurile ajutătoare. Găurile ajutătoare (fig. XIX.28) au rolul de a produce — prin explozia încărcăturilor plasate în ele — lărgirea simburului pentru a ușura conturarea profilului secțiunii de săpare. Ele se amplasează pe suprafața frontului lucrării, în jurul găurilor de simbur, astfel ca distanța minimă între centrele încărcăturilor dintre găurile de simbur și marginea profilului, pe care nu sînt amplasate găuri ajutătoare, să nu depășească de 1,5—2 ori anticipanta găurilor de profilare, care se determină cu formula lui Bari:

$$W = \frac{d}{10m} \sqrt{\frac{\pi \Delta_t \cdot l}{10q \cdot L}} \quad [m] \quad (2.33)$$

în care: W este anticipanta, m;

d — diametrul cartușelor sau încărcăturii de exploziv, mm;

$m = 1 \dots 1,4$ coeficient proporțional cu tăria rocii;

Δ_t — densitatea de încărcare a găurii, kg/dm³;

$$\Delta_t = \left(\frac{d}{D} \right)^2 \Delta_s \quad (2.34)$$

D — diametrul găurii de mină, mm;

Δ_s — densitatea explozivului folosit, kg/dm³;

l, L — lungimea încărcăturii de exploziv respectiv a găurii de mină, m;

q — consumul specific de exploziv, kg/m³.

Alte formule pentru calculul anticipantei au următoarele expresii:

$$a) \quad W = \frac{0,1 d^2 \cdot \Delta_s}{c \cdot f} \quad (2.35)$$

$$b) \quad W = 24 \cdot d \sqrt{\frac{\Delta_t}{q}} \quad (2.36)$$

$$c) \quad W = \frac{L - 0,4}{2} \quad (2.37)$$

$$d) \quad W = (25 \dots 30) d \quad (2.38)$$

Notațiile din aceste formule au aceeași semnificații ca în formula lui Bari.

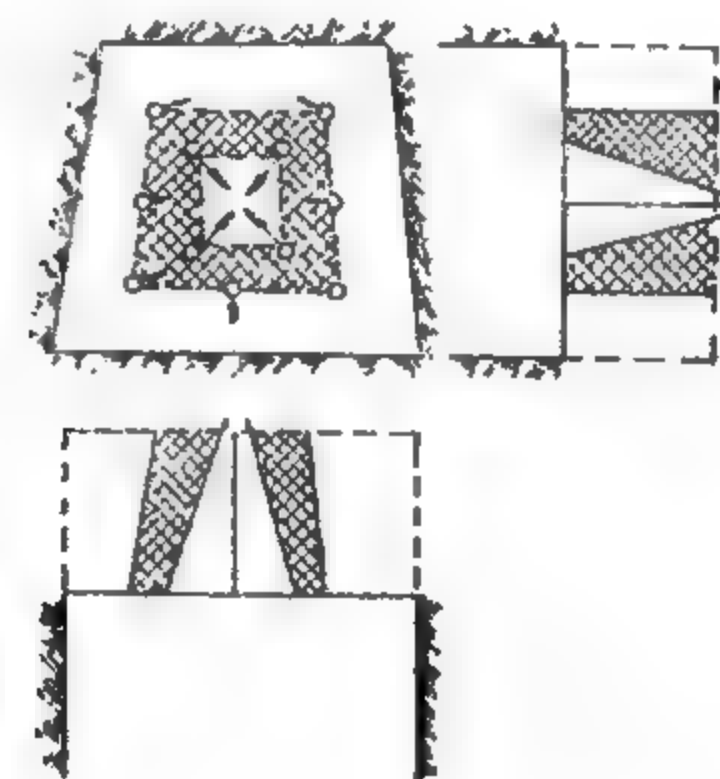


Fig. XIX.28. Rolul găurilor ajutătoare sau de lărgire a simburului.

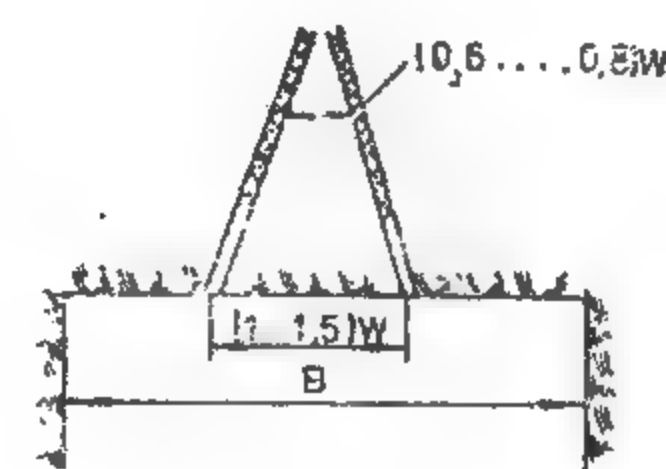


Fig. XIX.29. Perforarea găurilor la impușcarea cu simburii convergenți.

În cazul folosirii simburilor multilaterali interiori cu găuri convergente, la lucrările cu secțiuni pînă la 10 m² se fac următoarele recomandări:

1) găurile de simbur să fie perforate astfel ca distanța între centrele încărcăturilor plasate în ele să fie de $(0,6 \dots 0,8) W$, ceea ce corespunde unei distanțe între gurile găurilor de $(1,5 \dots 1,5) W$ (fig. XIX.29);

2) dacă notăm cu B — lățimea lucrării; h — înălțimea, iar simburile ales are lățimea a și înălțimea b , atunci se amplasează găuri ajutătoare când sînt îndeplinite condițiile:

$$\frac{B - a}{2} \geq 2W \quad (2.39)$$

și

$$\frac{h - b}{2} \geq 1,5W \quad (2.40)$$

3) pentru determinarea numărului probabil al găurilor ajutătoare, se poate folosi formula:

$$N_a = \frac{(B - a)(h - b)}{4W^2} \quad [\text{buc/ciclu}] \quad (2.41)$$

O altă formulă pentru aproximarea numărului găurilor ajutătoare este următoarea:

$$N_a = \frac{(h - 2W)(B - 2W) - ab}{2W^2} \quad [\text{buc/ciclu}] \quad (2.42)$$

Numărul găurilor ajutătoare calculat cu aceste formule este doar orientativ, întrucît determinant este numărul găurilor ajutătoare care acoperă suprafața dintre găurile de simbură și cele de profilare, ținînd seama de criteriile enunțate la început. Încărcăturile explozive plasate în găurile ajutătoare sînt mai mici cu 25—30% decît cele plasate în găurile de simbură și talpă și se amorsează cu capse din seriile următoare pentru a detuna în urma celor din găurile de simbură.

— **Găurile de profilare.** La o distanță de 10...20...30 cm de linia conturului lucrării se perforează un rînd de găuri cu înclinarea de 80—87° spre exterior, care asigură profilul de săpare a lucrării. Fundul găurilor de profilare nu trebuie să depășească conturul lucrării, pentru a nu depăși dimensiunile secțiunii proiectate. Totuși, în rocile foarte compacte se admite o prelungire a găurilor de profilare în afara profilului proiectat cu 10—15 cm, cît rămîn paharele după explozie.

Numărul găurilor de profilare (N_p) se aproximează făcînd raportul între perimetrul secțiunii de săpare (P) și produsul între anticipanta W , amplificată cu un coeficient c care are valori de 1,5—2, fiind mai mare la rocile cu coeficient de tărie mai mic.

$$N_p = \frac{P}{c \cdot W} \quad [\text{buc/ciclu}] \quad (2.43)$$

Pentru o bună conturare a lucrării sînt indicate următoarele măsuri: a) distanța între găurile de talpă se reduce la (1...1,5) W , iar încărcătura de exploziv a acestora va fi mai mare cu 20—30% decît încărcătura medie a găurilor; b) lîngă punctele unghiulare ale profilului (la colțuri), la nașterea bolții și la cheia bolții se vor amplasa găuri; c) pentru obținerea unui contur neted, puțin fisurat după explozie, este recomandabil să se mărească numărul găurilor de profilare și să se reducă densitatea de încărcare a acestora sau chiar să rămîna unele găuri net încărcate cu exploziv.

Din cele expuse privind numărul, lungimea, gruparea și amplasarea găurilor nu trebuie să se tragă concluzia că vreunul din acești parametri ar putea fi încadrați în

formule matematice precise. Formulele de aproximare redată ne ajută să ne apropiem de realitate dar parametri reali ai găurilor de mină îi putem obține pe baza experimentărilor efectuate în fiecare mină pe genuri de lucrări, ținînd seama de factorii menționați.

În practică, se alege mai întîi tipul de simbură și se amplasează găurile pentru urmărirea lui, apoi se amplasează găurile de conturare a lucrării miniere, iar în spațiile dintre găurile de simbură și cele de profilare se amplasează găuri ajutătoare, urmărind

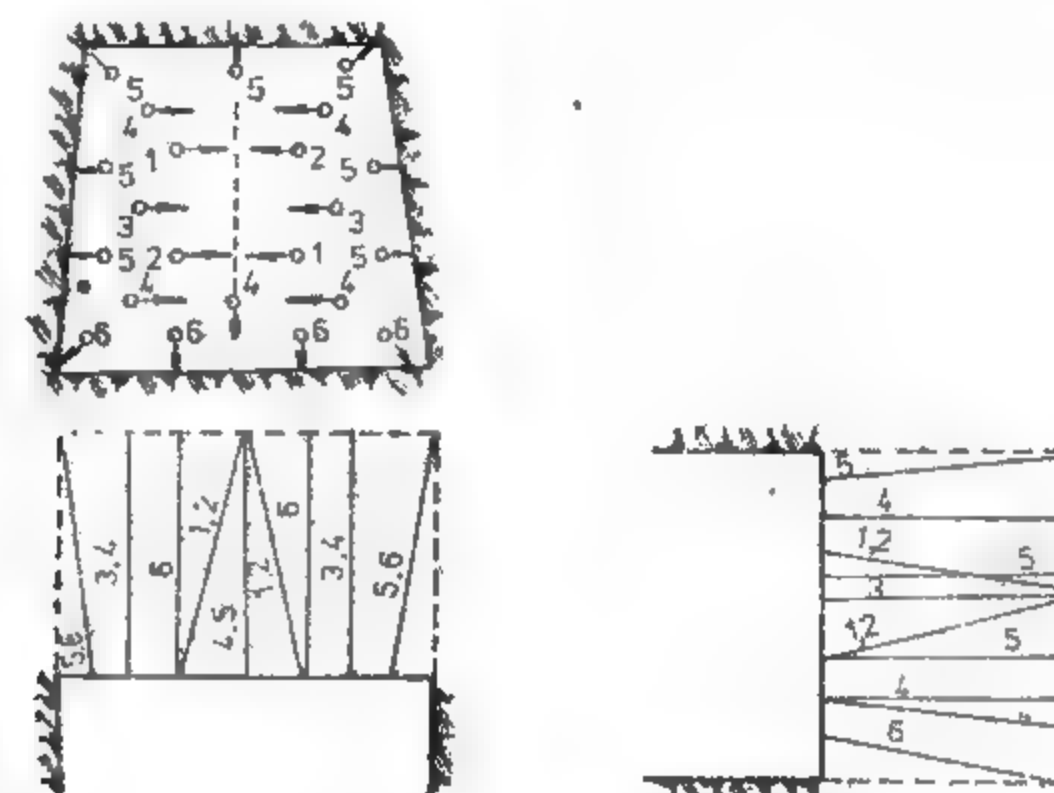


Fig. XIX.30. Monografia de perforare a găurilor într-o galerie cu profil trapezoidal. Cifrele indică ordinea de împușcare.

să se obțină acoperirea cît mai uniformă cu găuri a întregii suprafețe și realizarea împușcării cu numărul cel mai mic de găuri care asigură rezultatul dorit.

O monografie de perforare într-o galerie cu profil trapezoidal este redată în fig. XIX.30.

2.3.3. ÎNCĂRCAREA GĂURILOR DE MINĂ CU EXPLOZIVI, ÎMPUȘCAREA ȘI AERISIREA FRONTULUI DE LUCRU

Pentru a obține randament maxim al energiei exploziei, cantitatea de exploziv folosită la împușcare se introduce în găurile de mină perforate conform unei monografii de perforare.

Lucrările de împușcare pot fi executate exclusiv de către persoane pregătite în acest scop și autorizate ca artificieri.

Artificierii execută aceste lucrări pe baza dispoziției de împușcare, înscrisă în registrul de împușcare și aprobată de conducătorul tehnic al sectorului.

Dispoziția de împușcare conține date precise referitoare la: locul de muncă; locul de retragere al muncitorilor înainte de începerea operației de încărcare a găurilor; posturile de pază; marca explozivului care poate fi utilizat și tipul capselor; cantitatea maximă de exploziv care poate fi împușcată deodată; încărcătura maximă pe gaura de mină; concentrația maximă de gaze sau prafuri explozive la care se admite împușcarea; felul

aerajului; punctul de dare a focului care trebuie să fie situat la cel puțin 100 m de front, fiind o lucrare executată pe alt aliniament decât frontul; și alte date care condiționează securitatea muncii.

Efectuarea lucrărilor de împușcare presupune parcurgerea succesivă a trei etape și anume: o etapă pregătitoare, încărcarea găurilor cu explozivi și împușcarea și controlul

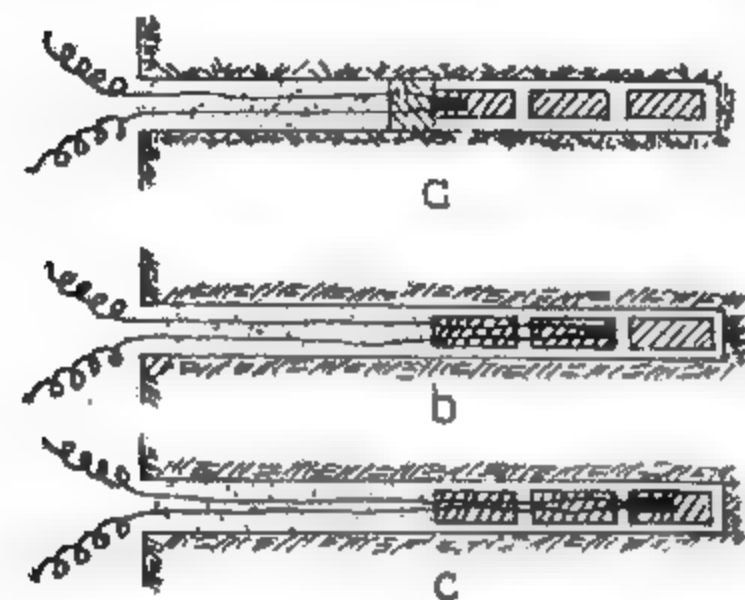


Fig. XIX.31. Posibilități de amorsare a încărcăturilor explozive în găurile de mină.

poate fi introdus primul, ultimul sau median dar se pregătește numai în momentul introducerii în gaură.

Modul de așezare și posibilitățile de amorsare a încărcăturilor explozive se observă în fig. XIX.31.

La amorsarea spre gura gaurii se asigură ruperea rocilor pe o rază mai mare însă randamentul de folosire a găurilor este mai redus decât la amorsarea primului cartuș din fundul gaurii.

Puterea maximă a exploziei se obține la amorsarea unui cartuș median. În practică se întâlnesc următoarele procedee de amorsare a încărcăturilor de explozivi: cu capsă pirotehnică; cu capsă electrică cu fitil detonant și cu detonator intermediar. La lucrările miniere, încărcăturile din găurile de mină se amorsează cu capse electrice și mai rar cu capse pirotehnice (v. secț. XVIII. Explozivi minieri).

În scopul evitării accidentelor la încărcarea găurilor și împușcare, trebuie luate o serie de măsuri de securitate (v. Secț. Tehnica securității).

După declanșarea exploziei se lasă timp pentru aerisirea frontului de lucru, iar apoi artificierul controlează frontul și verifică rezultatul împușcării.

Dacă explozia a decurs normal permite accesul echipei în front. În cazul când constată existența unor încărcături neexplodate (rateuri) mai întâi ia măsuri pentru lichidarea acestora.

Consumul specific de explozivi. Este definit ca indicator mediu al consumului de exploziv pentru derocarea unui m³ de rocă, la executarea unei lucrări miniere. Consumul specific de exploziv depinde de ansamblul proprietăților geologo-miniere ale rocilor (coeficient de tărie, structură, numărul de fețe libere), mărimea secțiunii lucrării miniere, caracteristicile balastice ale explozivilor folosiți, felul încărcăturii (concentrată, alungită), densitatea de încărcare, felul inițierii, burajul folosit etc.

Pentru determinarea consumului specific de explozivi, calea cea mai bună de urmat este cea experimentală, urmărind o serie de împușcături la care cu consum minim de exploziv se obține un coeficient de rupere corespunzător, datele fiind prelucrate cu me-

todele statisticii matematice. Dintre formulele deduse pe această cale cele mai des folosite sunt:

Formula Protodiakonov — Bogomolov:

$$q = \frac{1}{\alpha} \sqrt{\frac{f}{s}} \quad [\text{kg/m}^3] \quad (2.44)$$

în care: q este consumul specific de exploziv pentru derocarea unui m³ de rocă din masiv, kg/m³;

$\alpha = 0.4 \dots 1.42$, coeficient care depinde de potențialul explozivului (v. tabelul XIX.12);

Tabelul XIX.12

Valorile factorului de potențial al explozivilor

Felul explozivului	Formula Lares α	Formula Protodiakonov α
Dinamită gelatinoasă	0,7	1,42
Dinamita II	1,3	0,76
Pulbere comprimată	2,0	0,5
Pulbere în granule	2,5	0,4

f — coeficientul de tărie a rocilor după M. M. Protodiakonov;

s — secțiunea lucrării miniere, m².

Formula lui M. M. Protodiakonov:

$$q = 0,5 e \left(0,2 f + \frac{1}{\sqrt{s}} \right)^2 \quad [\text{kg/m}^3] \quad (2.45)$$

în care: e este coeficient care depinde de potențialul explozivului, $e = \frac{525}{p}$;

c — coeficient care depinde de numărul suprafețelor libere; $c = 1$ pentru o suprafață liberă; $c = 0,6 \dots 0,72$ pentru două suprafețe libere;

p — potențialul explozivului, cm³.

Formula Lares:

$$q = q_1 \cdot s_1 \cdot d \cdot \frac{c}{\Delta i} \quad [\text{kg/m}^3] \quad (2.46)$$

în care: q_1 este consumul normal de exploziv pentru obținerea pilnei de explozie având valori de 0,1—1,5 kg/m³, așa cum se observă din tabelul XIX.13.

Tabelul XIX.13

Consumul specific normal de exploziv pentru obținerea plăcii de explozie

Categoria	Natura rocilor	Consumul specific normal de exploziv, q_1 [kg/m ³]
I	Cuarțite extrem de tari compacte	1,3—1,5
II	Bazalte FT, andezite, conglomerate	1,2
III	Granite FT, cuarțite, șisturi FT	1,1
IV	Gnaise și amfibolite FT	1,0
V	Granite și gnaise tari, sienite	0,9
VI	Calcare și gresii FT	0,8
VII	Granite obișnuite, siderite	0,7
VIII	Calcare tari, șisturi tari, porfirite	0,6
IX	Marinură, calcare semitari, siderite	0,5
X	Siderit semitare, gresii ST	0,4
XI	Șisturi, gresii moi	0,3
XII	Șisturi argiloase, gips, gresii moi	0,2
XIII	Cărbuni	0,1

s_1 este un coeficient de structură a rocii, având valorile cuprinse între 0,7 și 2, așa cum se observă din tabelul XIX.14.

Tabelul XIX.14

Valorile coeficientului de structură al rocilor

Natura rocilor	Coeficientul de structură s_1 din formula Lares
	b din formula Pokrovski
Rocă masivă și compactă	1,0
Rocă stratificată cu grosimi de strat medii	0,8 ... 0,9
Stratificație fină compactă	0,7
Rocă cavernoasă	0,9 ... 1,1
Rocă fisurată (gazele de explozie pot ieși prin fisuri)	1,2 ... 1,4
Rocă șistoasă	1,15 ... 1,25
Rocă sfărâmiată	1,05 ... 1,1
Structură conglomeratică	1,9 ... 2,0
Rocă argilă, argilă nisipoasă, calcar poros	2,0

V — coeficient de degajare având valori de: 1,2...1,6 pentru 1 față liberă, 0,75...1 pentru 2 fețe libere; 0,45...0,5 pentru 3—4 fețe libere;

$d = 1...1,3$ coeficient de buraj;

e — un coeficient care depinde de potențialul și brizanta explozivului, având valorile din tabelul XIX.12;

$\Delta_1 = 0,5...1$ — densitatea de încărcare.

Formulele lui N. M. Pokrovski:

$$a) \quad q = q_1 \cdot V \cdot e \cdot s_1 \quad [\text{kg/m}^3] \quad (2.47)$$

unde: $q_1 = 0,1...1,5$ kg/m³ este consumul specific normal de exploziv;
 f — coeficientul de structură al rocii;

$$e = \frac{380}{A}, \quad A \text{ fiind valoarea probei Trauzl a explozivului folosit;}$$

V — coeficient funcție de numărul de fețe libere; $V = \frac{6,5}{\sqrt{S}}$ pentru 1 față liberă;

$V = 1,2...1,5$ pentru 2 fețe libere;

$$b) \quad q = 0,1 \cdot b \cdot V \cdot e \cdot f \quad (2.48)$$

b este coeficientul care depinde de structura rocilor, având valorile din tabelul XIX.14.

Formula Ibraev:

$$q = \frac{\sqrt{f} - a\sqrt{s}}{b} \quad (2.49)$$

În care: q este un coeficient având valori de 0,25—0,3 pentru lucrări orizontale;

b — coeficient care depinde de potențialul explozivului având valorile: 1,2...1,4 pentru dinamite și 0,9...1,0 pentru amonite.

Pentru proiectare se recomandă să se adopte consumul mediu obținut din media aritmetică a consumurilor calculate cu diferite formule.

Consumul specific de exploziv (kg/m³) este cu atât mai mare cu cât roca are coeficientul de tărie mai mare. El scade odată cu creșterea secțiunii de săpare. În practică se acționează pentru reducerea lui prin: alegerea unei geometrii a sistemului de împușcare cu fețe libere pentru cât mai multe încărcături, folosirea unui buraj corespunzător, utilizarea explozivilor cu potențial mare, creșterea densității de încărcare a găurilor cu exploziv și inițierea exploziei cu impulsuri mărite.

Încărcarea cu exploziv, amorsarea încărcăturilor și burarea găurilor de mină. Cantitatea totală de exploziv folosită la o împușcare, Q , este direct proporțională cu consumul specific de exploziv q (kg/m³), secțiunea lucrării S (m²) și pasul de înaltare P (m/ciclu).

$$Q = q \cdot S \cdot P \quad [\text{kg/ciclu}] \quad (2.50)$$

Această cantitate de exploziv nu se repartizează uniform pe cele N găuri de mină intrucât în găurile de sîmbure, N_s , cu rol de a contura prima deschidere și în găurile de talpă, N_t , se încarcă o cantitate de exploziv mai mare cu 15—30% față de restul găurilor.

Încărcătura medie pe gaură va rezulta ca medie ponderată a încărcăturilor din toate găurile.

Cheia distribuirii cantității totale de exploziv Q pe cele N găuri din care N_s sînt găuri de sîmbure, iar N_t sînt de talpă, o constituie calcularea numărului găurilor echivalente, N_E și a consumului de exploziv pe gaură echivalentă, q_E .

$$N_E = N + K(N_p + N_t); \quad q_E = \frac{Q}{N_E} \quad (2.51)$$

unde: $K = \left(\frac{15}{100} \dots \frac{30}{100} \right)$ este coeficientul care arată cu cât este mai mare masa încărcăturilor din găurile de simbur și de talpă față de masa restului încărcăturilor.

Având valoarea încărcăturii echivalente, încărcătura din fiecare gaură de lărgire a simburului și de profilare va fi egală cu aceasta, iar încărcăturile din găurile de simbur și de talpă vor fi:

$$q_{s,k} = (1 + K)q_R \quad [\text{kg/gaură}] \quad (2.52)$$

Încărcăturile pe găurile de mină rezultate din calcule se rotunjesc la multiplu de 0,1 kg, întrucât cartușele nu se pot divide. La încărcarea găurilor cartușele de exploziv introduse într-un înveliș (de hârtie, țesătură sau metal) trebuie să fie unul lângă altul, neadmițându-se distanțarea lor decât în cazul când prin dispoziția de împușcare se prevăd încărcături discontinue amorțate corespunzător.

Pentru a realiza densitatea de încărcare mai mare a găurilor și a mări productivitatea la încărcare s-au construit o serie de dispozitive pentru încărcarea explozivilor în cartușaji. Un astfel de dispozitiv cu acționare pneumatică este redat în fig. XIX.32.

Explozivul se introduce într-un tub de încărcare 1 prin deschiderea capacului 4, de unde cu ajutorul aerului comprimat admis prin robinetul 3 este împins în gaura de mină printr-un furtun flexibil antistatic.

Pentru încărcarea explozivilor vărsați (neincartușaji) s-au construit pompe pneumatice asemănătoare celor unicamerale pentru transportul betonului. O astfel de pompă este redată în fig. XIX.33. Amestecul exploziv este încărcat în pînă de alimentare 1 de unde cade în recipientul 2, iar când acesta se umple se închide capacul pînii 1 și rezervorul 2 se pune sub presiunea aerului comprimat condus pe furtunul 5. Sub presiunea aerului comprimat amestecul exploziv este împins pe ștuțul de evacuare 8 și în continuare printr-un furtun flexibil până în gaura de mină sau de sondă.

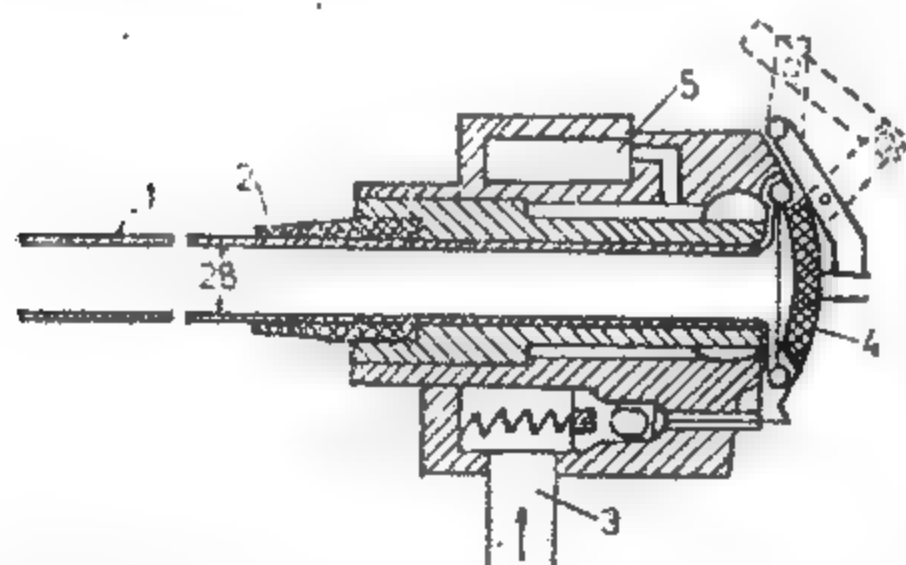


Fig. XIX.32. Dispozitiv pneumatic pentru încărcarea găurilor cu explozivi încartușaji.

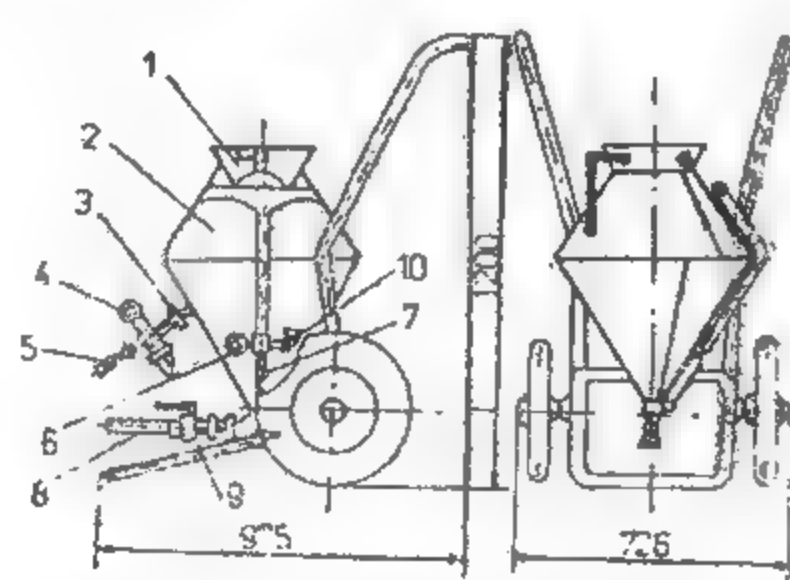


Fig. XIX.33. Pompă pneumatică pentru încărcarea găurilor de mină cu explozivi vărsați:

1 — pînă de alimentare; 2 — recipient; 3 și 10 — robinete; 4 — manometru; 5 — furtun de presiune; 6 — reductor; 7 — ventil de siguranță; 8 — furtun pentru transportul explozivului; 9 — ventil pentru exploziv aer.

Explozivii pluvierlenți se încarcă mai ușor pe cale pneumatică, iar cei în stare plastică (geluri, șlamuri) prin pompă.

Inițierea încărcăturilor de explozivi din găurile de mină se face cu capse, iar ordinea de explozie a acestor încărcături se asigură prin ordinea de aprindere a bucăților de la fitil Bickford la capsele pirotehnice sau prin folosirea unor capse electrice cu diferite trepte de întârziere.

Ordinea de detonare a încărcăturilor coincide cu ordinea în care detonează capsele cu care sînt inițiate. Succesiunea normală a explodării încărcăturilor din găurile de mină este următoarea:

I — simbur; II — lărgirea simburului; III — profilare; IV — talpă.

Preferabil este ca însăși între exploziile a două încărcături învecinate și chiar din același grupaj, după rolul pe care îl au, să existe un anumit interval, astfel ca un număr cât mai mare de încărcături să aibă 2—3 fețe libere în momentul explodării, așa cum se observă în exemplul din fig. XIX.34.

Cînd sectorul nu are la dispoziție numărul optim al seriilor de capse, sau cînd se urmărește ca

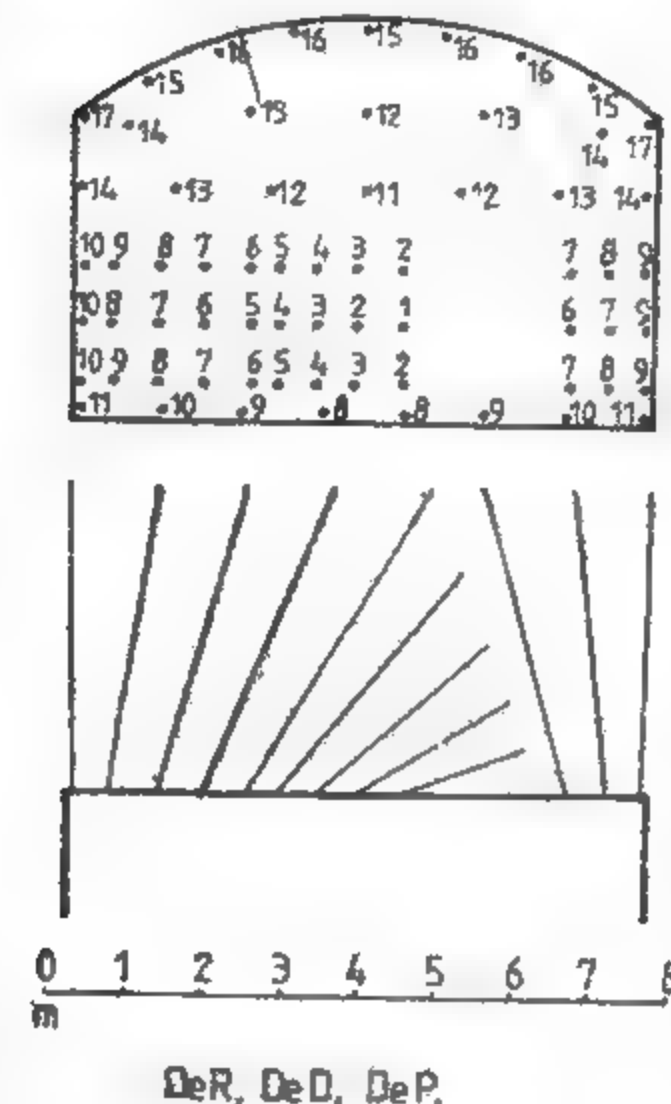


Fig. XIX.34. Monografie de perforare-împușcare pentru o alerie dublă. Cifrele indică ordinea de aprindere.

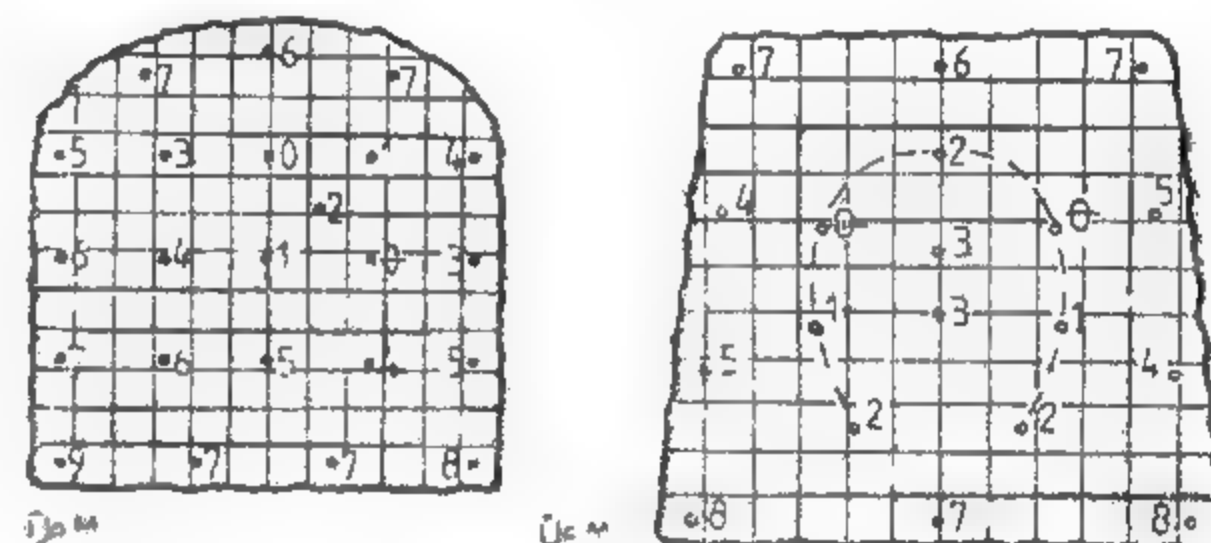


Fig. XIX.35. Monografii de perforare și ordinea de aprindere a încărcăturilor explozive din găurile de mină în lucrări orizontale, cînd se folosesc capse de același tip.

efectele exploziilor încărcăturilor apropiate să se cumuleze, se recurge la amorțarea unui număr mai mare de găuri cu capse electrice de aceeași serie, așa cum se observă în exemplele din fig. XIX.35.

Dacă se urmărește obținerea unor întârzieri diferite de cele ale unor tipuri de capse electrice, se pot combina două sau mai multe tipuri de capse, astfel ca între scrii să se obțină întârzierile dorite, așa cum se observă din fig. XIX.36, unde la o lucrare cu secțiunea de 24 m² s-au folosit capse electrice DeD și DeH pentru încărcăturile din găurile pline și capse tip DaD și DeP în găurile marcate cu cercuri nehașurate.

Atunci cînd se utilizează simbur dreți (coromant sau dublu spiral) amorțarea încărcăturilor explozive se realizează după mai multe scheme din care două au fost redată în fig. XIX.27.

Intervalul de întârziere între două explozii succesive se alege în funcție de felul simburului și tipul capselor.

Atunci cînd se folosesc simbur dreți și capse miliseunde, intervalele de întârziere se aleg între 40 și 80 ms, iar cînd se folosesc simbur convergenți intervalul se majorează la 60—150 ms.

Burarea găurilor are rolul de a închide gaura de mină și a menține compactă încărcătura de exploziv. Un buraj bun previne răbufnirea flăcării și opune rezistență cșapării gazelor de explozie din gaură; mărește eficacitatea lucrărilor de împușcare și reduce consumul de exploziv.

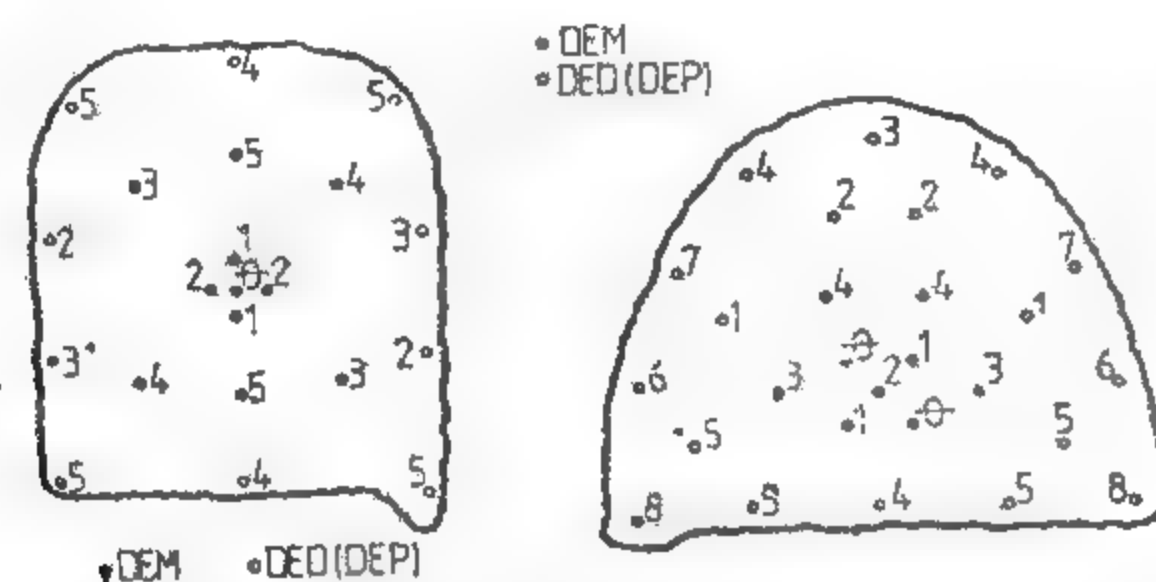


Fig. XIX.36. Amorsarea găurilor la o galerie cu secțiune mare, când se folosesc capse de diferite tipuri.

Materialul de buraj trebuie să obtureze bine gaura de mină, să se procure ușor și la prețuri scăzute, să nu înrăutățească atmosfera locului de muncă și pe cît posibil să contribuie la îmbunătățirea acesteia. Ca materiale de buraj se folosesc: argila plastică sau amestecată cu nisip, praful de rocă și nisipul umezit; fiole de cauciuc sau mase plastice umplute cu apă, tuburi de azbest umplute cu bicarbonat de sodiu ș.a.

Burajul cu apă asigură reducerea prafului cu pînă la 40% și mărește efectul exploziei. În practică se folosesc fiole pentru burajul cu apă avînd diametre de 32—35 mm și lungimi de 150—300 mm sau baloane de diferite dimensiuni care se umplu cu apă, se suspendă în fața frontului și se explodează cu o mică încărcătură explozivă înainte explodării primei serii de găuri din front.

În cazul împușcării găurilor în care se degajă metan s-a încercat burajul cu un exploziv auxiliar avînd temperatura de explozie de 300—400°C. Prin explodarea inițială a explozivului auxiliar gazele incombustibile se infiltrează în fisurile din jurul încărcăturii principale formînd o zonă de protecție.

Explodarea încărcăturilor din găurile neburate este interzisă. Găurile trebuie burate pînă la gura lor. Lungimea minimă a burajului găurilor este de 0,3 m, iar la găurile cu lungimi peste 1 m burajul va trebui să ocupe cel puțin o treime din lungimea găurii.

Efectuarea lucrărilor de împușcare cu încărcături amorsate cu capse detonante și fitil ordinar (Bickford). Inițierea detonației încărcăturilor explozive cu capse pirotehnice și fitil Bickford prezintă o serie de inconveniente și anume: 1) în timpul aprinderii fitilelor artificierul și șeful de echipă se găsesc în apropierea încărcăturilor explozive; 2) pentru retragerea lor de la locul de muncă în afara zonei periculoase este nevoie de timp; 3) controlul pregătirii împușcării cu aparatură nu este posibil.

Împușcarea cu capse pirotehnice este permisă numai în minele fără pericol de gaze și praf explozibil, iar numărul încărcăturilor împușcate deodată se limitează la: 8 găuri simultan atunci cînd artificierul este obligat să se retragă pe o direcție perpendiculară pe suprafața frontului; 60 de încărcături pentru un artificier și 100 de încărcături pentru doi artificieri în abataje cu front lung, orizontale sau cu înclinări sub 25°.

Pentru inițierea încărcăturilor explozive se pregătesc cartușe armate astfel:

— se controlează capsă să nu aibă corpuri străine în porțiunea de tub unde urmează a fi introdus capătul fitilului aprinzător, dacă are se bate ușor de unghia unui deget pentru eliminarea corpului străin;

— se taie capul fitilului perpendicular pe axă și se introduce în tubul capsei;

— se sertizează (stringe) capsă pe fitil, cu cleștele de sertizare;

— se introduce capsă în cartușul de exploziv, iar cartușul amorsat în gaura de mină.

Armarea cartușelor amorsă se face numai la locul împușcării, prin desfacerea cartușului la unul din capete, și cuprinde:

— efectuarea unei găuri în materialul exploziv cu un dorn de lemn ori din bronz;

— introducerea capsei în cartuș;

— stringerea învelișului desfăcut în jurul fitilului și legarea cu o sfoară (fig. XIX.37).

Lungimea fitilelor tuturor capselor care se folosesc la o împușcare în același loc de muncă este aceeași. Ea trebuie să fie astfel aleasă încît timpul de ardere să depășească suma timpilor pentru aprinderea tuturor fitilelor și pentru retragerea artificierului la locul de adăpostire.

$$L_{cap} = (N_{fit} \cdot T_{apr} + T) v_{fit} \quad [\text{cm}] \quad (2.53)$$

unde: L_{cap} este lungimea fitilului fiecărei capse, cm;

N_{fit} — numărul încărcăturilor pe care le împușcă artificierul;

T_{apr} — timpul de aprindere a unui fitil, avînd valori de 3—10 s, în funcție de poziția încărcăturilor;

$T \geq 60$ s — timpul pentru retragerea artificierului;

v_{fit} — viteza de ardere a fitilului ordinar (de obicei este egală cu 1 cm/s la fitilul cu ardere normală și 0,5 cm/s la fitilul cu ardere lentă).

Din considerente de securitate, lungimea fitilului se ia mai mare de 1 m dar nu mai mare decît lungimea fitilului dintr-un colac.

În România, la împușcarea în galerii, lungimea minimă de fitil pentru o singură gaură este de 120 cm, crescînd cu cîte 10 cm pentru fiecare gaură în plus.

Numărul de încărcături care se pot împușca simultan se determină din relația:

$$N_{fit} = \frac{\frac{L_{cap}}{v_{fit}} - T}{T_{apr}} \quad [\text{buc}] \quad (2.54)$$

Consumul de fitil ordinar pentru împușcarea unei serii de încărcături va fi:

$$L_{fit} = N_{fit} \cdot L_{cap} + L_{con} + 0,1 n_{cot} \quad (2.55)$$

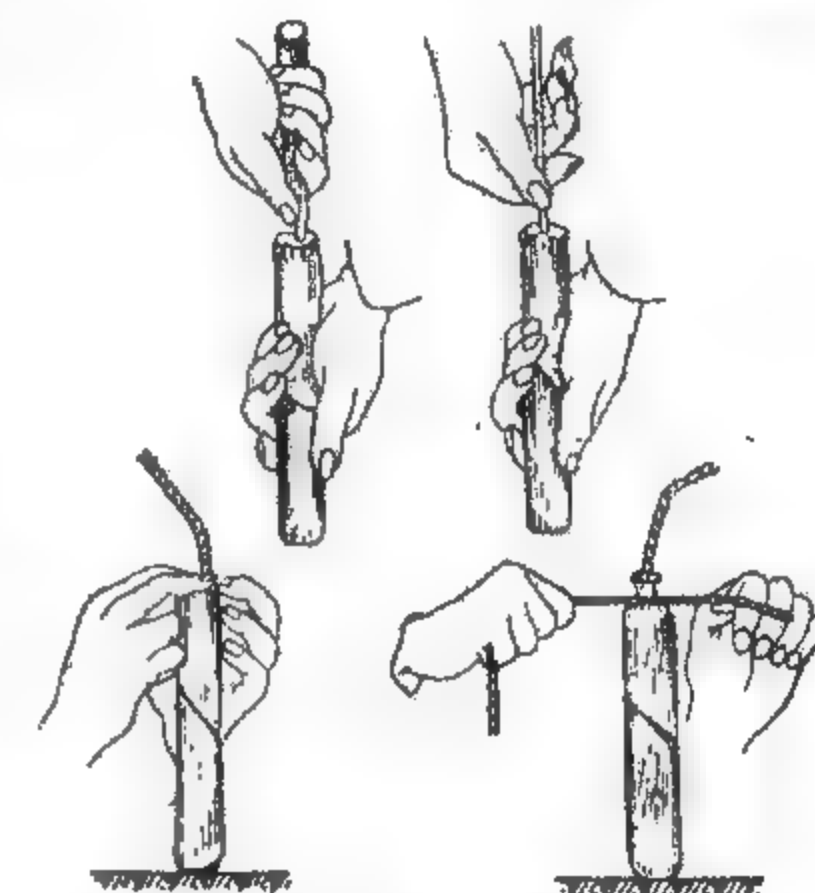


Fig. XIX.37. Amorsarea cartușului exploziv cu capsă pirotehnică.

unde: L_{con} este lungimea fitilului capsei de control;

$$L_{con} = L_{cap} - T \cdot v_{fii} \quad (2.56)$$

n_{col} — numărul de colaci de fitil care se consumă la o împușcare.

Efectuarea lucrărilor de împușcare cu încărcături amorșate cu capse electrice și calculul rețelelor electrice de împușcare. O rețea electrică de împușcare trebuie să asigure transmiterea curentului electric de la sursă la rezistența electrică din tubul capsei. Într-o rețea electrică de împușcare distingem: conductorii din detonatori (reoforii); conductorii finali; conductori de sector, conductori de legătură și conductori magistrali (v. fig. XVIII.15).

Conductorii din detonatori au rezistența electrică integrată în valoarea rezistenței capsei și lungimea l_r . Conductorii finali sînt cei de prelungire a reoforilor capselor pînă la gura găurilor unde se leagă la conductorii de sector. Cînd adîncimea de amplasare a cartușului amorșat $l_{am} < 0,7 l_r$, atunci nu se folosesc conductori de prelungire.

Conductorii finali ai unei capse au lungimile l_{fin} date de relația:

$$l_{fin} = 2 l_{am} \quad [m] \quad (2.57)$$

Conductorii de legătură fac legătura între doi conductori de sector marginali (la grupuri de încărcături distanțate) ori între reoforii capselor și linia magistrală.

Lungimea conductorilor de legătură se stabilește în funcție de schema de împușcare și de amplasarea încărcăturilor. La încărcături uniform distribuite:

$$l_{leg} = 1,2 a \cdot N \quad (2.58)$$

unde: a este distanța între încărcături;

N — numărul încărcăturilor.

Conductorii principali fac legătura între locul de împușcare și punctul de dare a focului. Lungimea unui fir de conductor principal este

$$l_m = K \cdot l \quad (2.59)$$

iar lungimea conductorilor magistrali se calculează cu formula:

$$L_m = 2 K \cdot l_m \quad (2.60)$$

unde: l_m este distanța între locul de împușcare și punctul de dare a focului,

$$l_m \geq 100 \text{ m};$$

$K = 1,1$ — coeficient de siguranță a magistralei care ține seama de săgeată.

Rezistența electrică a conductorilor se calculează cu formula:

$$R = \frac{\rho \cdot l}{s} \quad [\Omega] \quad (2.61)$$

în care: ρ este rezistivitatea conductorului, $\Omega \text{ m}$;

l — lungimea conductorului, m;

s — secțiunea conductorului, m^2 .

În tabelul XIX.15 sînt date valorile rezistivității conductorilor de cupru, aluminiu și oțel la temperatura de 15°C (288 K).

Tabelul XIX.15

Rezistivitățile și coeficienții de variație a acestora în funcție de temperatura pentru firele metalice ale conductorilor de împușcare

Materialul	Rezistivitatea ρ_0 la 288 K [$\Omega \text{ m}$]	α [K^{-1}]
Cupru	$1,7 \cdot 10^{-8}$	0,0044
Aluminiu	$2,8 \cdot 10^{-8}$	0,004
Oțel	$13 \cdot 10^{-8}$	0,005

La alte temperaturi rezistivitatea ρ a unui conductor poate fi determinată cu relația:

$$\rho = \rho_0 [1 + \alpha(t - 15)] \quad [\Omega \text{ m}] \quad (2.62)$$

în care: ρ_0 este rezistivitatea conductorului la temperatura de 288 K;

α — coeficient de variație a rezistivității în funcție de temperatură, K^{-1} , avînd valorile din tabelul XIX.15.

Rezistențele conductorilor metalici utilizați la împușcare sînt date în tabelul XIX. 16.

Tabelul XIX.16

Rezistențele electrice ale conductorilor metalici pentru împușcare

Secțiunea [mm^2]	Diametrul [mm]	Rezistența electrică [Ω/km] la 288 K		
		Cupru	Aluminiu	Oțel
0,5	0,8	35	56	264,8
0,75	0,98	23,3	37,4	177,0
1,00	1,13	17,5	28,0	132,4
1,50	1,38	11,6	18,7	88,3
2,50	1,78	7,0	11,2	53,0
4,00	2,25	4,4	7,0	32,2
6,00	2,75	2,9	4,7	22,0
10,00	3,56	1,75	2,8	13,2
16,00	4,52	1,1	1,75	8,3
25,00	5,64	0,7	1,12	5,3

O rețea de împușcare cu capse electrice se calculează parcurgînd succesiv următoarele etape:

a) se întocmește o schemă de principiu pentru legarea capselor în serie, paralel sau mixt;

b) se stabilește lungimea, secțiunea, materialul din care sunt făcute și rezistențele electrice ale tuturor conductorilor din circuit;

c) se marchează tipul, numărul și rezistențele electrice ale capselor utilizate;

d) se determină rezistența totală a rețelei electrice de împușcare;

e) se determină intensitatea curentului furnizat întregii rețele electrice de împușcare și fiecărei capse electrice.

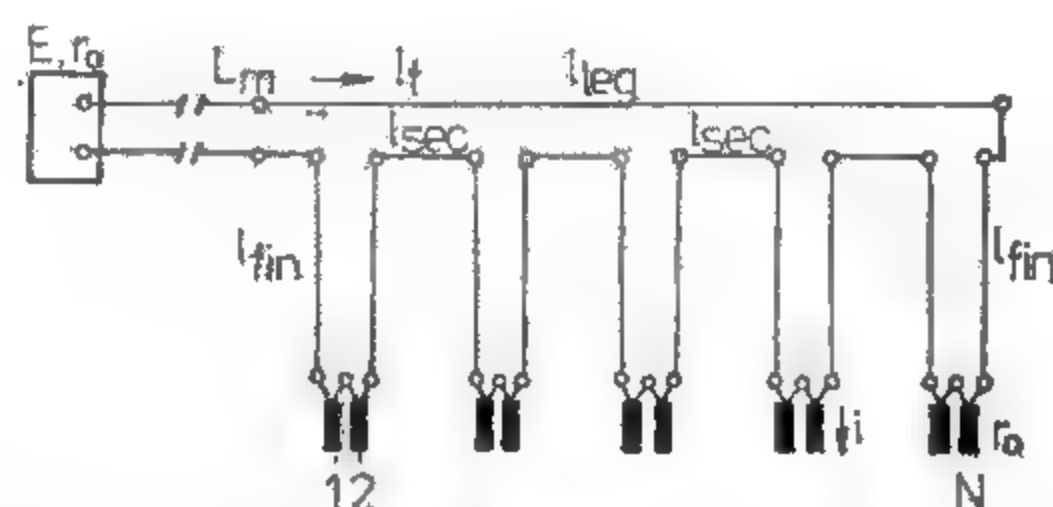


Fig. XIX.38. Legarea capselor electrice în serie.

Legarea capselor electrice în serie este cea mai simplă și mai des folosită întrucât pe de o parte se realizează și se controlează ușor, iar pe de altă parte necesită o sursă de curent cu intensitatea mică. La această schemă, reoforii capselor vecine (sau conductorii finali) se leagă între ei, iar doi reofori a două capse se leagă la conductorii principali fie direct, fie cu conductorii de legătură (fig. XIX.38).

Rezistența electrică a rețelei de împușcare la legarea în serie, se determină cu formula:

$$R_{tot} = 2 L_m r_m + l_{leg} r_{leg} + l_{sec} r_{sec} + N(l_{fin} r_{fin} + r_{cap}) \quad (2.63)$$

$$R_{tot} = R_m + R_{leg} + R_{sec} + N_{ram} \quad (2.64)$$

în care: $r_m, r_{leg}, r_{sec}, r_{fin}$ sunt rezistențele electrice pe 1 m de conductorii principali, de legătură, de sector, respectiv finali, Ωm^{-1} ;

r_{cap} — rezistența unei capse electrice, Ω .

La legarea în serie capsele trebuie să aibă aceeași rezistență. Rezistența totală a unei rețele de împușcare cu legătură în serie, în cazul utilizării explozorelor, nu trebuie să depășească valoarea admisibilă a rezistenței explozorului folosit.

Intensitatea totală a curentului din rețeaua electrică de împușcare este:

$$I_{tot} = \frac{U}{R_{tot}} \quad [A] \quad (2.65)$$

în care U este tensiunea la bornele explozorului sau în rețeaua electrică, V.

Intensitatea curentului care trece prin fiecare capsă la legarea în serie va fi: $I_{cap} = I_{tot}$.

Cînd la lucrările de împușcare se utilizează sursă de curent continuu, valorile minime ale curentului I_{cap} trebuie să satisfacă următoarele condiții.

$I_{cap} \geq 1$ A, cînd se explodează simultan pînă la 100 capse electrice;

$I_{cap} \geq 1,3$ A cînd se explodează simultan pînă la 300 capse.

Dacă se utilizează o sursă de curent alternativ, trebuie îndeplinită condiția $I_{cap} \geq 2,5$ A indiferent de numărul capselor care se explodează deodată.

Legarea capselor în paralel se realizează întinzînd doi conductori de-a lungul liniilor încărcăturilor explozive. Cei doi reofori ai fiecărei capse se leagă la conductorii

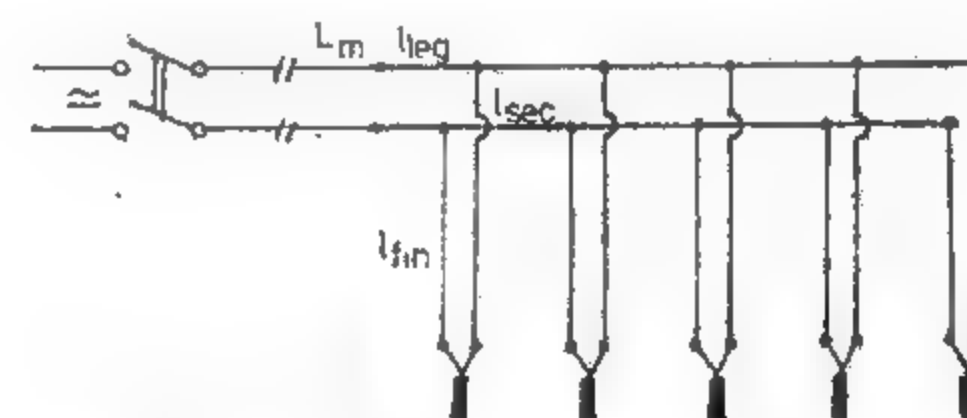


Fig. XIX.39. Legarea capselor electrice în paralel.

paraleli, că astfel fiecare capsă are alimentarea separată cu curent electric din rețeaua de împușcare (fig. XIX.39).

Acastă schemă necesită un număr mai mare de legături și izolări, o sursă de curent mai mare și nu permite verificarea continuității tuturor circuitelor de împușcare a căror număr este egal cu numărul capselor sau a grupurilor de capse. Din motivele enumerate, rețelele de împușcare cu legarea capselor în paralel se folosesc numai cu aprobarea conducătorului tehnic.

Rezistența totală a rețelei electrice de împușcare se determină din următoarea relație.

$$R_{tot} = 2 L_m r_m + l_{leg} r_{leg} + \frac{R_{ram}}{N_{ram}} \quad (2.65)$$

în care: R_{ram} este rezistența unei ramificații (amorsă sau grup de amorse);

N_{ram} — numărul de ramificații.

Dacă ramificațiile sau capsele au rezistențe diferite, atunci rezistența totală a rețelei electrice de împușcare se calculează cu relația:

$$R_{tot} = 2 L_m r_m + l_{leg} r_{leg} + \frac{1}{\frac{1}{R_1} + \frac{1}{R_2} + \frac{1}{R_n}} \quad [\Omega] \quad (2.66)$$

Atunci cînd încărcăturile se aprind de la un explozor, rezistența limită admisibilă a rețelei la conectarea în paralel poate fi determinată cu relația:

$$R_{lim} = \frac{R_{cl}}{n_p^2} \quad [\Omega] \quad (2.67)$$

în care: R_{et} este rezistența conformă caracteristicii tehnice a explozorului, Ω ;

n_p — numărul capselor din rețea, legate în paralel.

Possibilitatea explodării de la explozor electric se verifică din condiția:

$$R_{tot} \leq R_{lim}.$$

În cazul conectării în trepte paralele calculul rețelei electrice de împușcare poate fi făcut cu o eroare admisibilă după următoarele relații:

$$R_{tot} = R_m + \frac{R_{sec}}{2} + \frac{R_{fin} + r_{cap}}{n_{cap}} \quad [\Omega] \quad (2.68)$$

în care: n_{cap} este numărul capselor electrice din rețea.

Lungimea conductorilor de sector se calculează cu relația:

$$l_{sec} = 2,2 aN \quad [m] \quad (2.69)$$

În cazul conectării paralele în trepte, în fiecare capsă va trece curent cu intensitate diferită. Intensitatea curentului mediu care trece printr-o capsă va fi:

$$I_{cap} = \frac{I_{tot}}{n_{cap}} \quad [A] \quad (2.70)$$

Dacă se conectează în paralel grupuri de capse legate în serie intensitatea curentului în fiecare capsă va fi:

$$I_{cap} = \frac{I_{tot}}{N_{ram}} \quad (2.71)$$

iar

$$I_{tot} = \frac{U}{R_{tot}} \quad [A] \quad (2.72)$$

unde: I_{tot} este intensitatea curentului din rețea.

Conexiunile mixte cel mai des întâlnite în circuitele de împușcare a grupurilor de capse electrice sînt: serie-paralel; paralel-serie și paralel-paralel. În aceste denumiri prima parte arată felul de legare a capselor în cadrul grupurilor, iar a doua parte felul de conectare între ele a grupurilor de capse dintr-o rețea.

— *Legarea serie-paralel* are caracteristic faptul că în cadrul grupurilor capsele se leagă în serie, iar grupurile de capse se leagă la conductorii principali în paralel (fig. XIX.40).

În cazul cînd ramificațiile au rezistențe egale, rezistența totală a circuitului electric de împușcare este dată de relația:

$$R_{tot} = R_m + \frac{R_{ram}}{N_{ram}} \quad [\Omega] \quad (2.73)$$

Dacă ramificațiile au rezistențe diferite, rezistența totală se calculează cu relația:

$$R_{tot} = R_m + \frac{1}{\frac{1}{R_{1ram}} + \frac{1}{R_{2ram}} + \dots + \frac{1}{R_{nram}}} \quad (2.74)$$

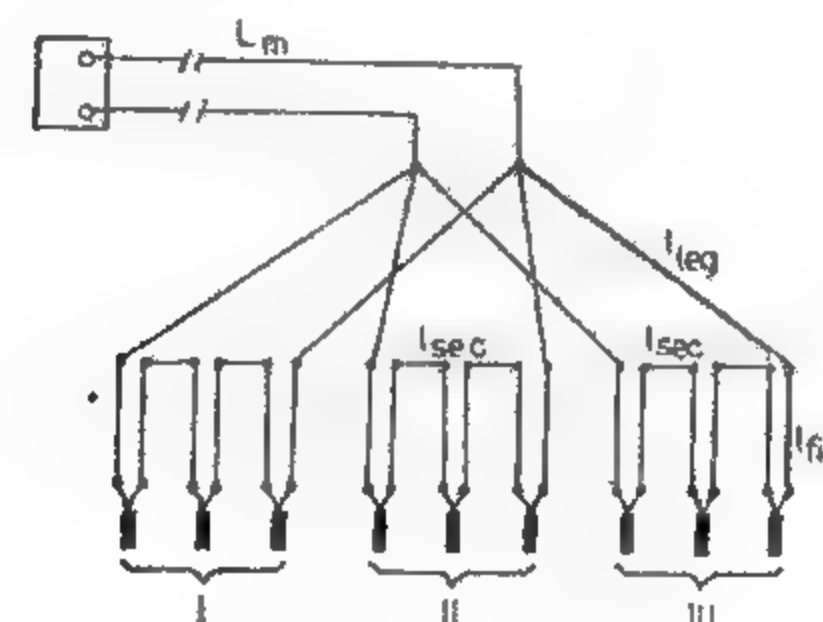


Fig. XIX.40. Circuit de împușcare cu legături mixte serie-paralel.

În cazul general, rezistența unei ramificații cu n_{gr} capse se calculează cu formula:

$$R_r = R_{leg} + R_{sec} + n_{gr} \cdot r_{cap} \quad (2.75)$$

Intensitatea curentului în fiecare ramificație și în fiecare capsă a grupurilor care au aceeași rezistență este dată de relația:

$$I = i_{cap} = \frac{I_{tot}}{N_{ram}} \quad (2.76)$$

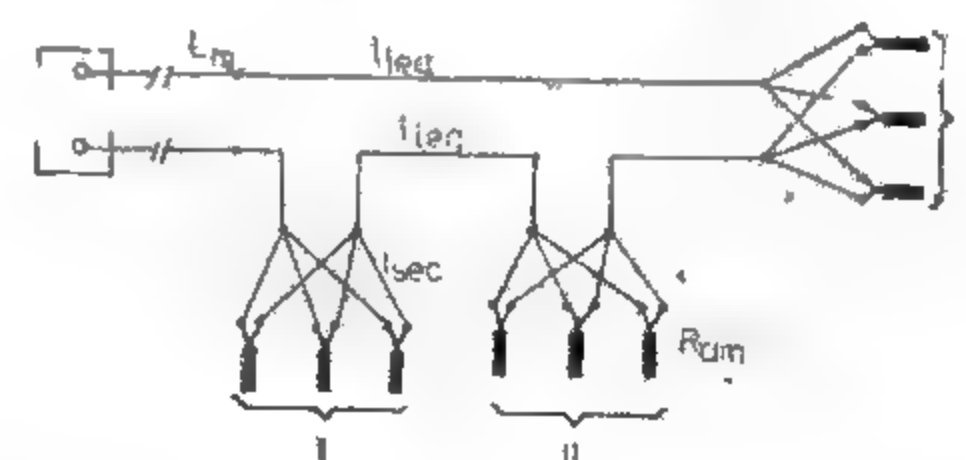


Fig. XIX.41. Circuit de împușcare cu legături mixte paralel-serie.

— *Legarea paralel-serie* (fig. XIX.41). La această schemă capsele din grupuri sînt legate în mănunchiuri, iar grupurile de capse se leagă între ele, în serie.

În acest caz rezistența totală a rețelei electrice de împușcare va fi:

$$R_{tot} = R_m + R_{leg} + N_g \cdot R_g \quad (2.77)$$

unde: R_g este rezistența unui grup de capse legate în serie;
 N_g — numărul grupurilor de capse din rețea.

Intensitatea curentului la fiecare capsă, în cazul conectării obișnuite paralel-serie, se determină cu formula:

$$I_{cup} = \frac{I_{tot} \cdot N_g}{n_{gr}} \quad (2.78)$$

n_{gr} fiind numărul capselor într-un grup.

Surse de curent pentru delanșarea exploziei. Pentru inițierea detonatoarelor electrice este nevoie de o sursă de curent. Ca surse de curent pot servi: rețeaua electrică a minei și explozoarele.

Rețeaua electrică a minei fiind în toate cazurile o sursă sigură de aprindere, se utilizează în special atunci când punctul de dare a focului rămâne neschimbat o perioadă mai îndelungată și când circuitele de împușcare au conexiuni paralele sau mixte. Ca surse de curent pot servi cablurile electrice de forță și de iluminat cu tensiuni pînă la 660 V. Se interzice utilizarea curentului din rețelele electrice de tracțiune.

Pentru inițierea de la rețeaua electrică a minei, în punctul de dare a focului se montează două întrerupătoare staționare (fig. XIX.42) a căror construcție trebuie să prezinte siguranța față de închiderea accidentală a circuitului. Dacă se urmărește obținerea unei tensiuni de alimentare a circuitului mai mare decât cea din rețeaua minei, atunci în fața întrerupătoarelor se poate instala un transformator de alimentare. Întrerupătoarele se închid numai la momentul împușcării, de către artificier și un electrician. În restul timpului rămân în poziția deschisă dar ambele închise într-o cutie cu lacăt. În minele cu pericol de gaze și praf exploziv nu se poate folosi rețeaua de curent decât cu măsuri speciale de carcasare a instalației.

Explozoarele sînt surse de curent foarte des folosite. În funcție de modul de realizare a tensiunii la bornele lor, explozoarele pot fi dinamoelectrice, magnetoelectrice cu condensatori și tranzistorizate.

— *Explozorul dinamo-electric* (fig. XIX.43) este un generator de curent continuu cu excitație în derivație. Are la bază principiul producerii curentului electric în bobinajul indusului prin rotirea rotorului (r) între poli unui magnet. Curentul produs este adus

prin perii în electromagnetul (m) și cînd atinge valoarea maximă trece automat în circuitul exterior.

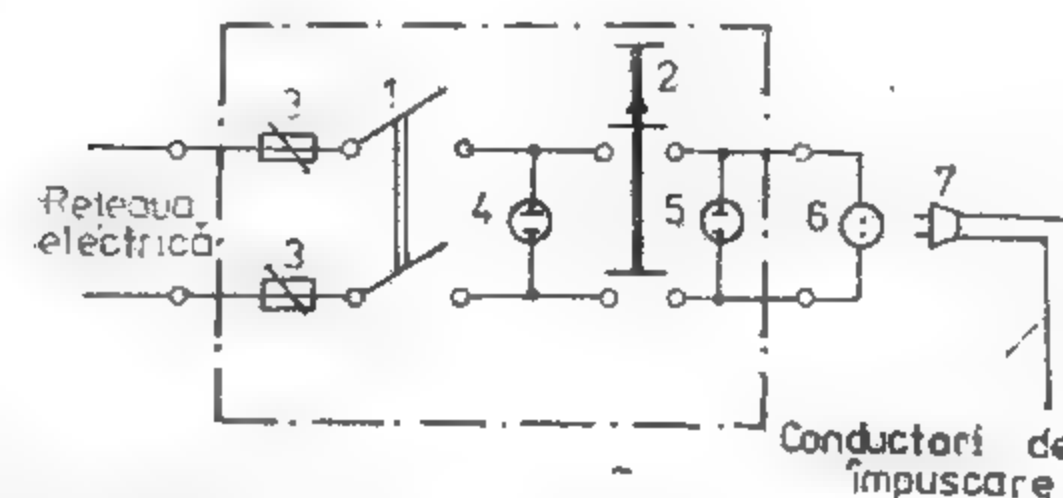


Fig. XIX.42. Schema unui întrerupător electric pentru aprinderea detonatoarelor electrice de la rețeaua electrică a minei:

1, 2 — întrerupătoare; 3 — siguranțe; 4, 5 — lămpi de control; 6 — priză de curent; 7 — ștecher.

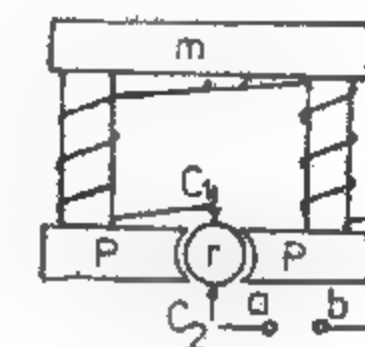


Fig. XIX.43. Schema de principiu a unui explozor dinamoelectric:

m — electromagnet; P — poli; r — rotor; C_1, C_2 — colectorii; a, b — borne.

— *Explozorul cu condensatori* are caracteristic faptul că energia de la un generator propriu sau de la baterii galvanice se înmagazinează pe condensatori, putînd fi apoi comandată trimiterea curentului în rețeaua de împușcare. Schema electrică a unui astfel de explozor este redată în fig. XIX.44. Prin rotirea generatorului, curentul în prima

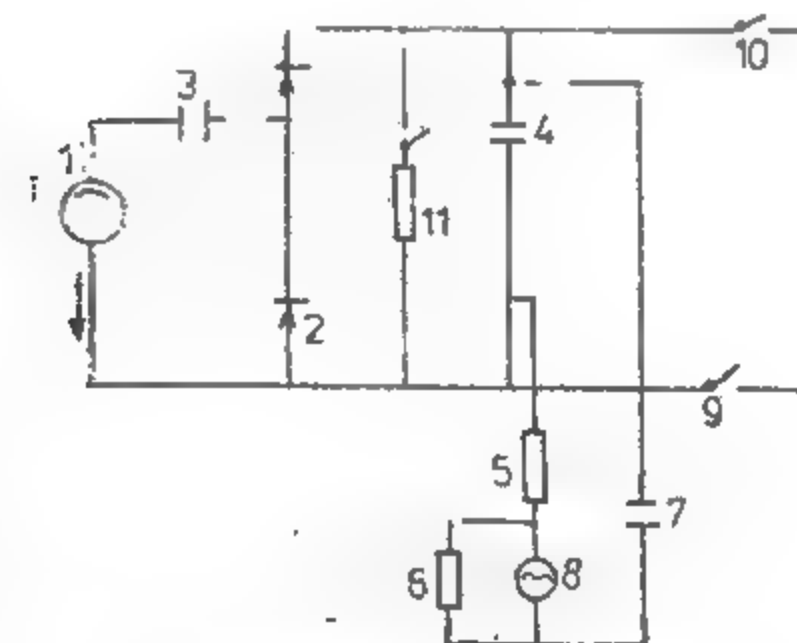


Fig. XIX.44. Schema electrică simplificată a unui explozor cu condensatori:

1 — sursă de curent-inductor; 2 — diode redresoare; 3, 4, 7 — condensatori; 5, 6 — rezistențe; 8 — bec avertizor; 9, 10 — întrerupător; 11 — rezistența de descărcare.

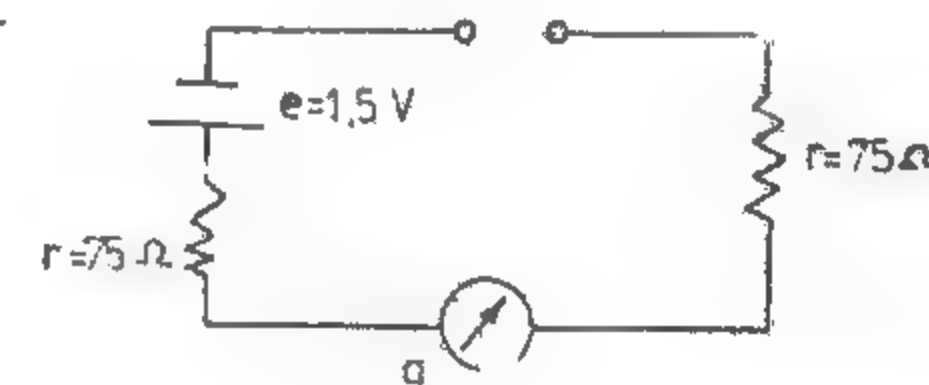


Fig. XIX.45. Schema electrică a ohmetrului pentru controlul circuitului electric de împușcare.

perioadă iese din borna inferioară prin redresorul 2 (diode sau tranzistori), intră în condensatorul 3 de acumulare și revine la generator prin borna superioară. La a doua rotire curentul iese din borna superioară, trece prin condensatorul 3 și redresorul 2 în condensa-

torul de dublare 4, astfel încât curentul ajunge la tensiune mare și intră în generator prin borna inferioară. Paralel cu condensatorul de dublare 4 este montat un dispozitiv de siguranță și de semnalizare, constând din rezistențele 5 și 6, un condensator 7 și o lampă cu neon. În momentul când condensatorul 4 înregistrează tensiunea nominală, lampă 8 semnalizează posibilitatea trimiterii curentului în rețea. După descărcare, energia remanentă a condensatorului se scurge în rețea prin rezistența de acumulare 11, după închiderea întrerupătorului 10.

Încărcarea condensatorilor se face fie de la un generator montat în carcasa explozorului, fie de la 1—2 baterii galvanice mici.

Explozoarele cu condensatori se realizează într-o varietate constructivă mare unele având înglobat în carcasa lor și ohmetru pentru controlul continuității circuitului de împușcare.

Tabelul XIX.17.

Principalele caracteristici ale unor explozoare cu condensatori

Țara Firma	Tipul	Tensiunea la borne [V]	Rezistența max. a cir- cuitului de împușcare [Ω]	Nr. de capse legate în se- rie ale rețelei de împușcare [buc]	Observații
România E.M. Cvanic ICPMN B. Mare C.C.V.J.	ET-100	500	500	100	Cu baterii
	ET-200	750	750	200	
	ER-200	1800	1010	200	Alimentare din rețea
	AP-600	2000	1010	600	
	Gigant-1	2000	1010	1000	
Cehoslovacia	RKA-1	650	500	200	
	RKA-2	1700	1400	560	
	RKC-1	1000	800	200	
	RKC-2	1700	1600	640	
R.D.G.	SM-514K	2100	510	100	Pentru medii grizutoase
	SM-504K	1800	260	50	
U.R.S.S.	KPM-1A	1500	300	100	
	KPM-2	1500	900	300	
	VMK-500	3000	2000	800	
Austria	860	950	760	150	
	932	5200	1710	340	
	942	6000	2010	400	
Schaffler	804	780	260	50	Pentru medii grizutoase
	808	900	410	80	
	844	1350	1010	200	
Suedia	Cj-50	340	500	50	
	Cj-600	700	—	60	
	Cj-2400	1100	—	120	
Nitró Nobel	Cj-6000	1000	1350	240	

Ohmetrul (fig. XIX.45) se compune dintr-o sursă de curent cu tensiunea de 1,5 V și un galvanometru g cu rezistența electrică de 10 Ω, având în circuit două rezistențe r de câte 75 Ω fiecare. Când se cuplează la rețeaua de împușcare, intensitatea curentului care trece prin circuitul care urmează a fi controlat este de 0,01 A.

Această intensitate nu este periculoasă pentru explozia neașteptată a capselor, fiind mult mai mică decât 0,18 A cât este curentul maxim de neaprire a capselor electrice. Prin legarea capetelor conductorilor principali ai circuitului de împușcare la bornele ohmetrului, se poate constata dacă circuitul electric este continuu, prin mișcarea acului galvanometrului. Circuitul electric de împușcare nu se cuplează la sursa de curent decât atunci când prezintă continuitate, pentru a preveni compromiterea împușcării și rateurile.

Parametrii principali ai explozoarelor fabricate în România, comparativ cu unele explozoare produse în alte țări, se redau în tabelul XIX.17.

Explozoarele se verifică lunar în atelierele minelor și anual în ateliere specializate. La verificările periodice se testează capacitatea de inițiere, iar pentru cele antigrizutoase și mărirea impulsului de aprindere.

Prevenirea și lichidarea rateurilor. Rateurile și exploziile accidentale cauzează prejudicii materiale și accidente tehnice având urmări nedorite. De aceea pe timpul efectuării lucrărilor de împușcare este imperativ necesar să fie luate toate măsurile pentru prevenirea lor.

Prevenirea rateurilor se face printr-un complex de măsuri constând din: verificarea și admiterea pentru folosire numai a explozivilor, capselor și mijloacelor de aprindere corespunzătoare; curățirea găurilor de mină de buștile de rocă și praful rezultat la perforare; folosirea învelișurilor impermeabile pentru încărcăturile introduse în găurile cu apă; pregătirea corespunzătoare a amorselor; efectuarea cu mare atenție a operațiilor de încărcare, amorsare și burare a găurilor; efectuarea corectă a conexiunilor în circuitul electric de împușcare și controlul continuității acestuia înaintea dării focului; utilizarea unor surse de curent sigure ș.a.

Rateurile totale se previn printr-un control atent și amănunțit atât a legăturilor rețelei de împușcare cât și a mijloacelor de aprindere. Dacă totuși se produc, se procedează la scurtcircuitarea capetelor conductorilor principali și se verifică toate legăturile și izolațiile de pe rețeaua de împușcare, căutându-se și apoi reparându-se defecțiunea care a cauzat rateul.

Dacă o parte din încărcăturile amorsate în rețeaua electrică rămân neexplodate, se reface rețeaua de împușcare și se folosește o nouă sursă de curent.

În caz de rateu, se reface treptat circuitul, introducând pe rând capsă cu capsă și verificând treptat continuitatea lui până la indentificarea capsei cu defecte care se elimină din circuit, iar restul se explodează. Identificarea capsei cu defecte se face relativ mai ușor legând în paralel capsele rămase neexplodate după prima declanșare a exploziei, însă numai cu aprobarea conducătorului tehnic al sectorului.

Găurile state sînt acele care conțin încărcături explozive amorsate dar care n-au explodat din diferite cauze ca: întreruperea coloanei de exploziv, umezirea explozivului, ruperea încărcăturii cu capsă de coloana de exploziv și aruncarea acesteia prin explozarea unei încărcături vecine, calitatea necorespunzătoare a capsei electrice, desprinderea capsei de fitilul aprinzător sau de aprinzătorul electric ș.a. Ele se lichidează conform prevederilor normelor departamentale (v. și sect. XVIII. Explozivi minieri, fig. XVIII.22).

Rateul de deflagrație se recunoaște după faptul că găurile sînt golite de materialele explozive, însă ruperea rocii din jurul lor nu este semnificativă. Ele se întîlnesc la folosirea amestecurilor explozive simple, când încărcătura de amorsare nu este destul de mare sau burajul nu este etanș, precum și la împușcarea cu explozivi ordinari, cînd din

atenție se uită să se pună capsă pirotehnică la fitil sau când capsă se desprinde de fitil sau de aprinzătorul electric. Întrucât în găurile sau fundurile de găuri rămase după explozie pot rămâne explozivi, este interzis ca acestea să fie prelungite sau să fie refolosite la o nouă împușcare.

Exploziile accidentale ale încărcăturilor amorsate cu capse electrice pot fi cauzate de cauze multiple (v. sect. XVIII. Explozivi minieri).

Actul de perforare-împușcare. Este documentul care sintetizează într-o monografie de perforare-împușcare și în tabele toate datele care trebuie cunoscute de către cei care execută perforarea, încărcarea găurilor cu explozivi și împușcarea.

Monografia de perforare-împușcare redă grafic — la o scară potrivită — următoarele: profilul de săpare, cotind dimensiunile principale la mărimile lor reale; amplasarea găurilor pe suprafața frontului; poziția spațială și lungimea fiecărei găuri; poziția cartușului amorsat, felul burajului, mărimea pasului de înaintare; numerotarea găurilor și ordinea de împușcare.

Profilul de săpare este cel ales și se trasează cu o linie continuă atât în secțiune transversală cât și în una sau două secțiuni în lungul axei pe care se redau proiecțiile tuturor găurilor în plan orizontal și vertical, la adevărata lor mărime.

Numărul de găuri se determină pentru întreaga secțiune a frontului cu mai multe formule cunoscute și apoi se alege numărul optim între cel minim și maxim rezultat din calcul, pe baza criteriilor de amplasare rațională.

Amplasarea găurilor pe suprafața lucrării și poziția spațială a acestora se reprezintă în funcție de criteriile cunoscute, urmărind obținerea saltului proiectat cu consumuri minime de găuri de mină și materiale explozive.

La numerotarea găurilor este indicat ca gaura de la canal să poarte numărul cel mai mare, egal cu numărul total de găuri.

Dacă se amplasează și găuri de profilare sau de degajare care nu se încarcă cu exploziv, atunci în secțiunea transversală se vor marca prin cerceulețe pline găurile care se încarcă și prin cerceulețe simple cele care rămân neîncărcate cu exploziv.

Lungimea medie a găurilor se calculează cu formulele cunoscute și se alege astfel ca ciclul să se închidă pe o durată acceptată respectiv pasul de înaintare să aibă lungimea optimă.

Ordinea de împușcare a încărcăturilor explozive din găurile de mină corespunde cu ordinea de aprindere a fitilelor Bickford (având aceeași lungime) la amorsarea cu capse pirotehnice.

La inițierea încărcăturilor explozive din găurile de mină cu capse electrice, încărcăturile care trebuie să explodeze primele (din găurile de simbur) se amorsează cu seria cea mai mică de capse, iar următoarele se grupează și se amorsează cu seriile mai mari de capse, în ordinea rațională de aprindere. Ordinea de aprindere se stabilește astfel ca fiecare încărcătură explodată să creeze noi suprafețe libere pentru încărcăturile următoare obținând astfel folosirea cu randament maxim a energiei exploziei. Este preferabil ca însăși încărcăturile din aceeași grupă de găuri — simbur, ajutătoare sau de lărgire și de profilare — să se amorseze cu mai multe trepte de întârziere. Intervalul de întârziere între două trepte succesive se alege în funcție de monografia de perforare, felul simburului, tipul capselor și numărul grupurilor de încărcături ce se pot forma.

Pentru lucrări cu secțiuni mari și foarte mari se recomandă să se inscrie într-un tabel, sub monografia de perforare-împușcare, ordinea de împușcare și numerele găurilor amorsate cu fiecare serie de capse. Un exemplu de întocmire a unei monografii de perforare-împușcare este redat în fig. XIX.46.

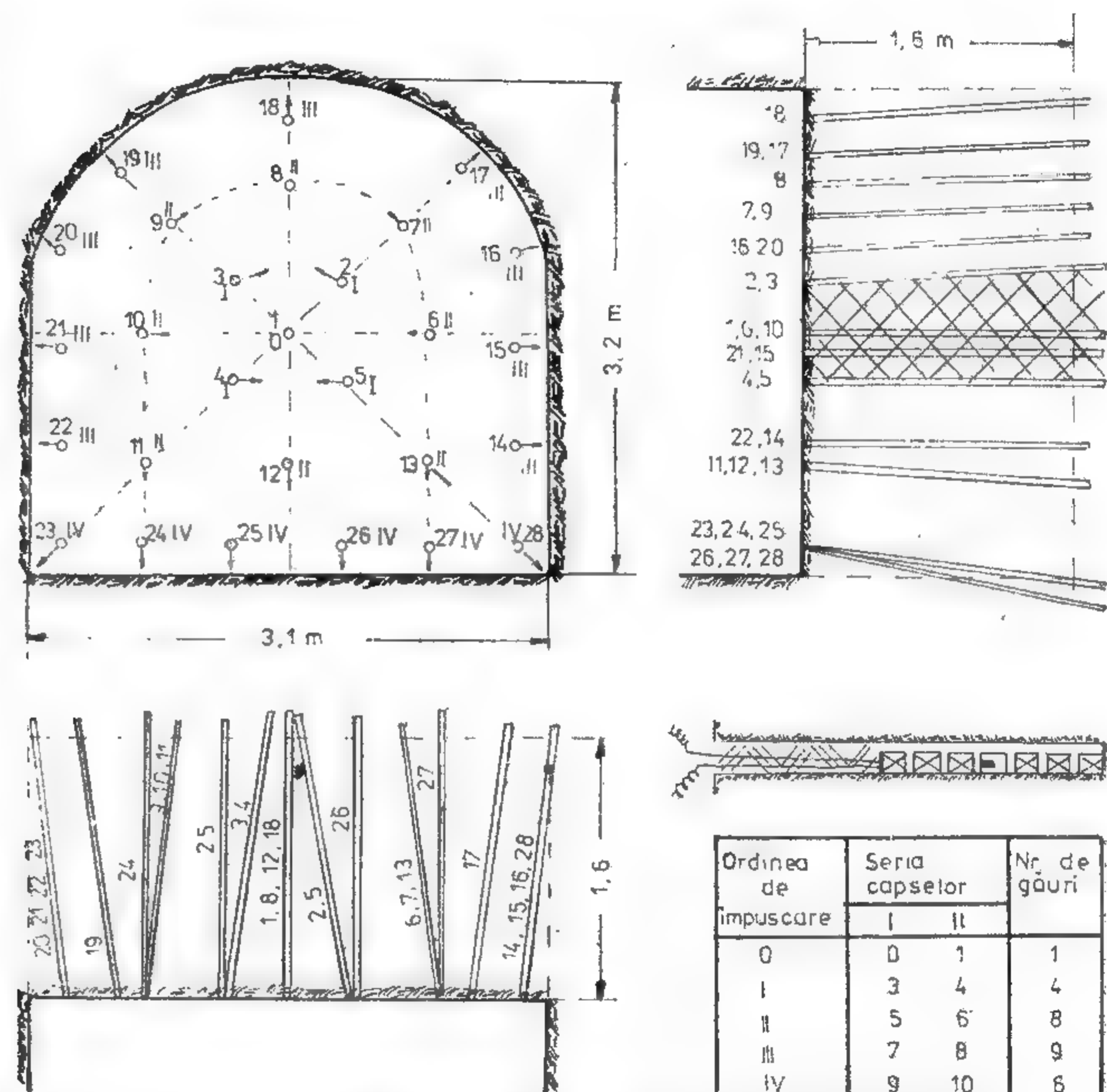


Fig. XIX.46. Monografie de perforare-împușcare cu simbur piramidal.

Tabelul cu indicii tehnico-economice cuprinde principalii parametri proiectați: secțiunea de săpare, numărul găurilor după rolul pe care îl au, lungimile găurilor; încărcăturile explozive din fiecare gaură, mărcile explozivului și capselor folosite, modul de legare a capselor în circuitul electric de împușcare, locul de retragere a muncitorilor înainte de darea focului, felul aerajului parțial, principalele consumuri tehnologice care determină costurile lucrărilor de perforare-împușcare (găuri de mină, exploziv, capse) și alte date speciale.

Pentru completarea tabelului cu indicii tehnico-economici (tabelul XIX.18) parametrii economici ai lucrării se calculează după cum urmează.

Tabelul XIX.18

Principalii indici tehnico-economici ai lucrărilor de perforare-împușcare

Nr. crt.	Specificare	Unitatea de măsură	Cantitatea
1.	Secțiunea de săpare	m ²	9,3
2.	Numărul de găuri total	buc/ciclu	28
	din care: — de simbur		5
	— de talpă		6
	— de lărgire a simburului		8
	— de profilare		9
	— neîncărcate cu exploziv		—
3.	Lungimea găurilor: — de simbur	m	1,85
	— de talpă	m	1,85
	— de lărgire	m	1,75
	— de profilare	m	1,75
	— neîncărcate cu expl.	m	—
4.	Încărcătura de exploziv pe gaură, medie	kg/gaură	0,05
	din care în găurile: — de simbur		1,1
	— de talpă		1,1
	— de lărgire		0,9
	— de profilare		0,8
5.	Diametrul găurilor (minim)	mm	32
6.	Marca explozivului folosit	Dinamita II	
7.	Tipul capselor	DeM-21	
8.	Felul burajului	Argilă	
9.	Încărcătura de retragere a muncitorilor	Breșa A	
10.	Lungimea pasului de înaintare	m/ciclu	1,6
11.	Lungimea de gaură pentru 1 m galerie	m	31,3
12.	Consumul de exploziv	kg/m	16,5
13.	Consumul de capse	buc/m	17,5

Consumul specific de găuri de mină se determină făcând raportul între suma lungimii tuturor găurilor și mărimea pasului de înaintare:

$$L = \frac{\sum_{i=1}^N l_i}{P} \quad [\text{m gaură/m înaintare}] \quad (2.79)$$

unde: L este consumul de gaură pentru obținerea unui metru de înaintare;

l_i — lungimile găurilor de mină perforate, m;

P — pasul de înaintare, m/ciclu.

Prin calcule, lungimea găurilor pe 1 m de înaintare se determină astfel:

$$L = \frac{C_t}{\eta} \cdot N \quad (2.80)$$

unde C_t este coeficientul care ține seama de înclinarea găurilor

$$C_t = \frac{\frac{N_s}{\sin \alpha_s} + \frac{N_a}{\sin \alpha_a} + \frac{N_p}{\sin \alpha_p}}{N} \quad (2.81)$$

$\alpha_s, \alpha_a, \alpha_p$ — unghiurile de înclinare ale găurilor de simbur, ajutătoare și de profilare față de suprafața frontului;

$\eta = 0,85 \dots 1$ — coeficientul de folosire a găurilor ținând seama de paharele de gaură rămase după împușcare.

Pentru calcule aproximative se poate determina L cu formula:

$$L = (1,1 \dots 1,15) N. \quad (2.82)$$

Consumul specific de exploziv se determină prin calcul sau pe bază de experimentări. În cazul folosirii a două tipuri de exploziv, acestea se echivalează, de obicei, în dinamită II. Consumul de exploziv pe un ciclu se calculează însumând încărcăturile din toate găurile de mină ținând seama de faptul că încărcăturile explozive din găurile de simbur și cele de talpă sînt mai mari cu 15—30 % decât restul.

Consumul de exploziv pe un ciclu, Q_0 , se determină cu relația:

$$Q_0 = q \cdot S \cdot P \quad [\text{kg/ciclu}] \quad (2.83)$$

sau

$$Q_0 = \sum_{i=1}^N q_i \quad [\text{kg/ciclu}] \quad (2.84)$$

în care q este consumul specific de exploziv, kg/m³;

S — secțiunea de săpare, m²;

P — pasul de înaintare, m/ciclu;

q_i — încărcăturile de exploziv din găurile de mină.

Întrucît în calculul costurilor de săpare se utilizează consumul de exploziv pe 1 m de înaintare, acest indicator se calculează cu formula

$$Q_1 = \frac{Q_0}{P} = \frac{\sum_{i=1}^N q_i}{P} \quad [\text{kg/m}] \quad (2.85)$$

Consumul specific de capse se determină făcînd raportul între numărul capselor folosite la o împușcare, egal cu numărul găurilor N și rezultatul împușcării, calculîndu-se cu formulele:

$$C_{cap} = \frac{N}{P} [\text{buc/m înaintare}] \quad \text{sau} \quad C_{cap} = \frac{N}{SP} [\text{buc/m}^3] \quad (2.86)$$

Aerajul frontului de lucru după împușcare. În cursul execuției lucrărilor miniere aerajul (secundar) constă în preluarea din curentul principal de aeraj al minei a unui debit relativ redus și trimiterea lui în frontul de lucru. Debitul de aer trebuie să asigure: diluarea și evacuarea gazelor și a prafului din front și grad de confort optim pentru muncitori.

Depresiunea necesară vehiculării aerului se poate realiza prin difuzie sau mecanic.

Aerajul prin difuzie este admis numai în mine negriztoase și pentru lucrări cu lungimea maximă de 10 m.

Aerajul mecanic se realizează introducând pe lungimea lucrării miniere o coloană de tuburi pe care, cu ajutorul ventilatoarelor sau a ejectoarelor cu aer comprimat, aerul este antrenat, separând astfel curentul de aer proaspăt de cel de aer viciat.

În funcție de sensul curentului de aer proaspăt în front, aerajul mecanic poate fi aspirant, refulant sau combinat.

Aerajul aspirant (fig. XIX.47, a) realizează evacuarea aerului viciat prin tuburi, locul fiind luat de aerul proaspăt vehiculat pe lucrarea minieră. Astfel, se localizează gazele și praful, înlesnind combaterea noxelor chiar la locul formării lor. Are însă eficacitate mai redusă asupra frontului de lucru.

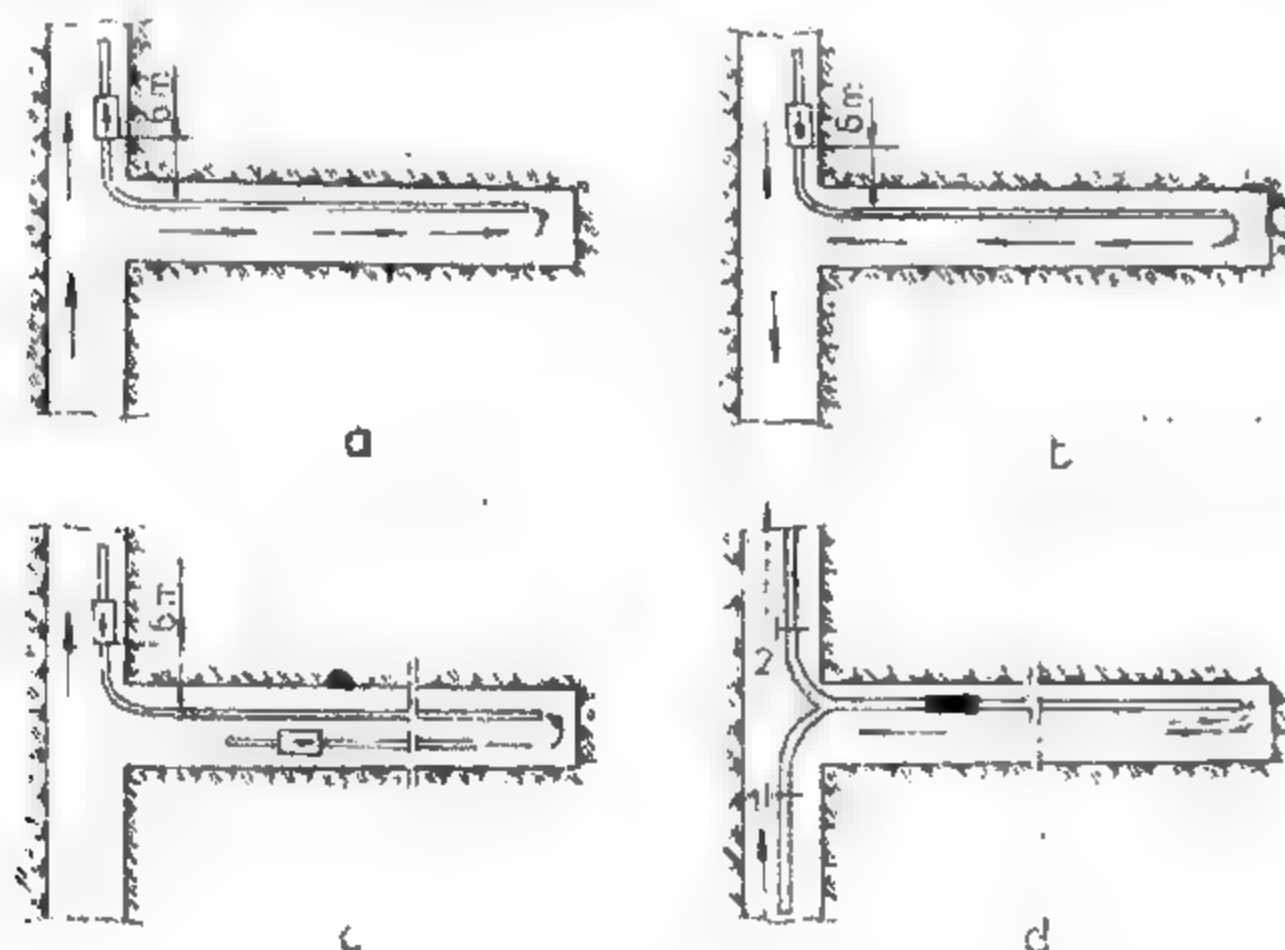


Fig. XIX.47. Scheme de aeraj parțial:

a — aspirant; b — refulant; c — combinat; d — aspirant-refulant în varianta succisivă.

Aerajul refulant (fig. XIX.47, b) se realizează prin antrenarea aerului proaspăt prin tuburi și evacuarea aerului viciat prin lucrarea minieră. Nu se recomandă pentru lucrări miniere mai lungi de 200 m, deoarece gazele se evacuează pe lucrarea minieră, muncitorii neputându-se apropia de frontul de lucru până când întreaga lucrare nu este aerisită, iar timpul de aerisire este mare.

Aerajul combinat (fig. XIX.47, c) folosește o coloană de tuburi pentru vehicularea aerului proaspăt spre frontul de lucru și altă coloană pentru evacuarea aerului viciat.

Aerajul aspirant-refulant în varianta succisivă, redat în fig. XIX.47, d folosește două ventilatoare montate pe aceeași coloană de aeraj, existând posibilitatea ca imediat după împușcare să se pornească ventilatorul care aspiră aerul viciat din front, iar după

evacuarea gazelor să funcționeze ventilatorul care refulcăz aerul proaspăt.

Debitul ventilatorului (Q_v) trebuie să fie mai mare decât debitul necesar în front întrucât intervin pierderi pe conductele de aeraj. Valorile pierderilor pe tuburi de aeraj noi sint redată în tabelul XIX.19.

$$Q_v = \left(1 + \frac{P}{100}\right) Q_f \quad [\text{m}^3/\text{min}] \quad (2.87)$$

Tabelul XIX.19

Valorile pierderilor de debit pe tuburi metalice noi

Diametrul tubului [mm]	Pierderile P [%] la lungimea conductei [m]				
	100	200	300	400	500
300	13	26	39	49	58
400	5	20	31	39	47
500	—	9	23	29	37
600	—	5	9	17	28
700	—	—	5	13	26

Ventilatoarele pentru aerisirea lucrărilor miniere sint axiale sau centrifugale putind fi cu acționare pneumatică, electropneumatică sau electrică.

Tuburile de aeraj pot fi rigide (din oțel sau mase plastice) sau flexibile (din pînă impregnată sau cauciuc).

Alegerea sistemului de aerisire a lucrărilor miniere în fund de sac, determinarea parametrilor de aeraj și montarea corectă a instalației, pe lîngă aspectele de protecția muncii, prezintă și interes economic, deoarece la multe mine puterea instalată a ventilatoarelor de aeraj parțial depășește puterea ventilatoarelor principale.

Debitul de aer proaspăt necesar în frontul de lucru, Q_f , se calculează în funcție de: secțiunea lucrării, S ; cantitatea de exploziv folosită la o împușcare, A , și timpul afectat aerisirii frontului (15—30 min) pentru a ajunge la concentrație de gaze sub 0,008 %, echivalente în CO convențional, 1.

La aerajul aspirant:

$$Q_{fa} = \frac{C}{1} \sqrt{AS \cdot L_1} \quad [\text{m}^3/\text{min}] \quad (2.88)$$

La aerajul refulant:

$$Q_{fr} = \frac{C_1}{1} \sqrt{A(SL_m)^2} \quad [\text{m}^3/\text{min}] \quad (2.89)$$

unde: $L_1 = 2A + 10$ este lungimea de împrăștiere a gazelor după împușcare, m;
 $500 AK$

$L_m = \frac{S}{S}$ — lungimea minimă a lucrării miniere pe care gazele se dilu-

ează sub limitele admise. Dacă L_m rezultă mai mare decât lungimea lucrării, în calcule se ia lungimea lucrării miniere.

$K = (0,2 \dots 1)$ — coeficient de difuzie turbulentă, avînd valoarea proporțională cu distanța de la coloana de aeraj la front și invers proporțională cu diametrul tubului de aeraj.

2.3.4. ÎNCĂRCAREA ȘI EVACUAREA ROCII

În procesul săpării lucrărilor miniere orizontale și înclinate, încărcarea și evacuarea rocii constituie un complex de operații grele și cu mare consum de muncă.

Pentru a ușura munca la aceste operații, care ocupă 30—40% din volumul total de muncă și 40—60% din durata ciclului de săpare, s-au luat măsuri de mecanizare a încărcării și evacuării, reducerea duratei și a efortului fizic la schimbarea vagonetelor pline cu goale pe timpul încărcării și organizarea impușcării astfel încît granulația materialului rezultat să fie cît mai redusă și uniformă.

2.3.4.1. Încărcarea rocii. Se poate face fie manual, fie mecanizat cu instalații de screper sau cu mașini de încărcat.

Încărcarea manuală. Se face cu lopata sau cu sapa și trocul. Fiind grea, oboșitoare și cu productivitate scăzută, se întâlnește tot mai rar, la lucrări cu secțiuni mici și lungimi reduse.

Încărcarea cu instalație de screper. Pentru încărcarea rocii în galeriile rectilinii și executate în roci tari s-a introdus instalația de screpere a cărei cupă prinde materialul și îl transportă pe vatra lucrării, iar apoi îl ridică pe un jgheab înclinat la nivelul unei platforme de descărcare, de unde cade gravitațional în vasul de transport, așa cum se observă din fig. XIX.48.

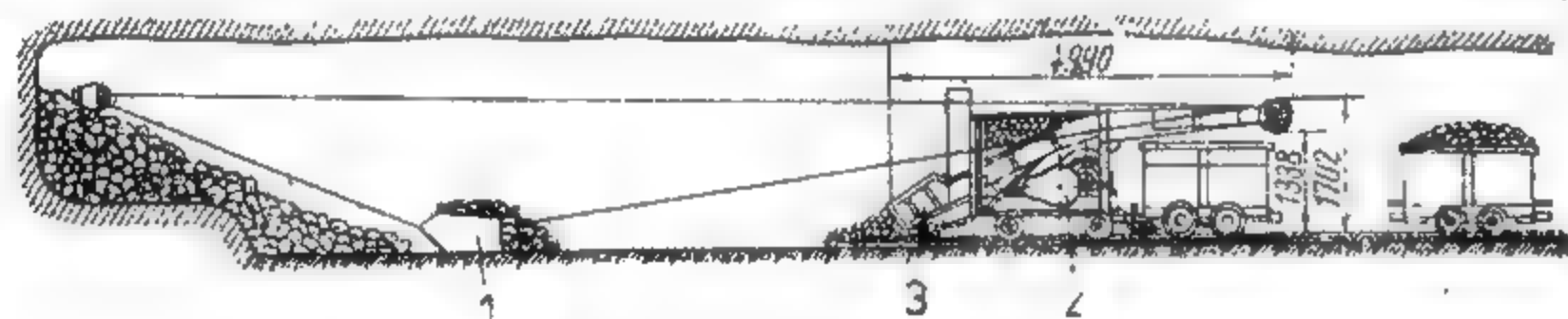


Fig. XIX.48. Instalație de screper cu estacadă pentru încărcarea rocii în vagonete:

1 — screper; 2 — trolu; 3 — estacadă.

Instalația de screper reduce efortul fizic la ridicarea materialului de pe vatra lucrării și are productivitate mare, unele instalații atingînd chiar 150 m³/h. Ele sînt relativ simple, robuste, cu siguranță în exploatare și pot încărci roci abrazive. În România, uzinele „Unio” Satu Mare fabrică două tipuri de troluri screper și anume: TS—7,5 și TS—22 acționate electric cu motoare de 7,5 respectiv de 22 kW.

Capacitatea de încărcare și transport a instalației de screpere se determină din relația:

$$Q = \frac{3600 V_{cup} \cdot K_{uc} \cdot K_f}{\frac{L}{v_{plin}} + \frac{L}{v_{gol}} + t_{id}} \quad [\text{m}^3/\text{h}] \quad (2.90)$$

în care: V_{cup} este volumul cupei screperului, m³;

$K_{uc} = (0,8 \dots 1)$ coeficientul de umplere a cupei;

K_f — coeficientul de folosire extensivă a screperului;

L — lungimea de transport, m;

$v_{plin} = 0,7 \dots 1,3$ m/s — viteza de deplasare a cupei la cursa în plin;

$v_{gol} = 1,0 \dots 1,7$ m/s — viteza cupei la cursa în gol;

$t_{id} = 20 \dots 40$ s — timpul de încărcare și descărcare a cupei.

În cazul încărcării cu instalația de screpere numai o parte din materialul derocat este încărcat direct, iar restul trebuie adus manual în fața cupei screperului.

Încărcarea cu mașini de încărcat cu cupă și descărcarea pe spate. Principalele utilaje folosite în mod curent pentru încărcarea în lucrările miniere cu înclinări pînă la 8° sînt mașinile de încărcat de tipul *lopata mecanică*. O astfel de mașină, schițată în fig. XIX.49, are ca părți principale: calea de rulare, șasiul, organul de încărcare balansor, mecanismul de acționare și sistemul de comenzi.

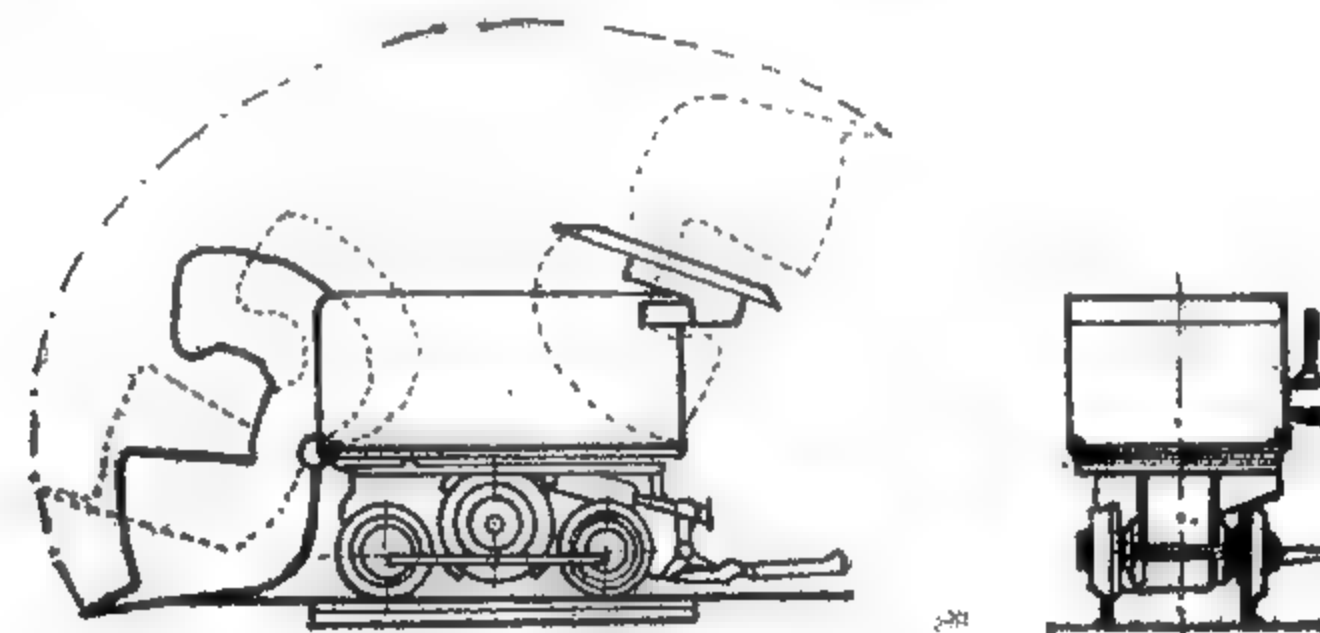


Fig. XIX.49. Mașina de încărcat tip lopată mecanică.

Partea superioară a mașinii, respectiv rama cu calea de balansare a organului de încărcare pivotază pe un rulment de presiune în jurul axei longitudinale de presiune cu 30—35° în ambele părți, asigurînd încărcarea unui front cu lățimea de 1,8—4,5 m așa cum rezultă din tabelul XIX.20, în care sînt redate caracteristicile principale ale unor mașini de încărcat. Odată cu ridicarea cupei, rama cu mecanismul de încărcare este readusă în poziția axială de mecanismul de centrare cu tambur.

La utilizarea mașinilor de încărcat care se deplasează pe calea ferată pe măsura avansării frontului de încărcare, dincolo de capătul șinelor calea ferată se prelungește cu linii provizorii.

Productivitatea orară a mașinilor de încărcat cu cupă și descărcare pe spate rezultă din formula următoare:

$$P_r = \frac{60 V_r}{T_s} \quad [\text{m}^3/\text{h}] \quad (2.91)$$

în care: $V_r = SPK_s$ este volumul de rocă impușcată, m³;

S — secțiunea de săpare a lucrării miniere, m²;

Tabelul XIX.20

Caracteristicile tehnice ale unor mașini de încărcat cu eupă și descărcare pe spate

Tara	Tipul	Capacitatea cupei [t]	Frontul de încărcare [m]	Productivitatea la încărcare [m³/min.]	Puterea motoarelor [CP]	Lungimea gineei [mm]	Lățimea [mm]	Înălțimea maximă [mm]	Masa netă [t]
România	MIC-2P	150	1,8	0,4	2x8,5	2220	1330	1800	2,34
	MIC-3P	320	2,2-3	1,0	2x13,2	2550	1500	2200	3,7
U.R.S.S.	PML-5	170	2,0	0,3	21	2270	1320	2200	3,0
	MPK-1	200	2,3	0,6	31,5	4270	1575	1650	5,0
	PML-9	350	3,3	0,8	—	3400	1700	2760	7,5
	EPM-2	200	2,2	0,7	2x10,5	2370	1460	2070	4,4
Polonia	EPM-3	300	2,8	1,0	2x10,5	2600	1688	2100	6,0
	LZK-3P	120	1,8	0,4	2x7,5	2240	1135	1840	2,4
Cehoslovacia	LZK-5P	200	2,2	0,7	2x9	2390	1222	2200	2,86
	Goliat	340	—	0,8	3x12	2640	1850	2640	5,0
S.U.A.	NL-12 V	120	1,9	0,4	12	1995	1170	1820	2,2
	EIMCO 12 B	160	1,9	0,6	16	1880	771	1220	1,8
	EIMCO 40 M	380	4,6	1,2	48	6312	1830	2138	7,6
Suedia	JOY-630	390	—	1,0	36	2845	1745	2885	4,2
	GD-9	140	2,1	0,4	12	1835	813	1930	1,9
	LN-100	300	2,8	0,7	25	2550	1650	2400	3,5
	LM-36 H	140	2,2	0,5	10+12	2006	1350	2210	1,95
	LM-56 H	260	2,9	1,0	12+20	2340	1490	2440	2,95
	LM-250 H	600	3,8	2,0	25+25	3120	2070	3185	6,8
R.F.G.	CAVO-320	300	—	0,8	2x10	1630	2090	2670	4,0
	CAVO-520	600	—	1,5	1x20	3210	2270	3350	7,7
	HL-100	120	2,1	0,6	2x12	2150	1226	2170	2,7
	HL-221	250	—	1,0	26	—	1200	2200	3,6
	HL-400	400	—	1,8	28	—	1370	2450	5,6
	HL-500	500	—	2,5	38	—	1570	2800	6,5
	LM-200 H	600	3,8	2,0	52	3140	1740	3100	6,5

P — pasul de înaintare, m/ciclu;
 K_a — coeficientul de afinare a rocii în urma împușcării;
 $T_i = (t_{ip} + t_{pt} + t_{rm})$ este durata operației de încărcare a rocii, min/ciclu;
 t_{ip} este timpul efectiv de încărcare a volumului de rocă, min/ciclu;

$$t_{ip} = \frac{V_r}{V_{vag} \cdot K_{uv}} \left(\frac{V_{vag} \cdot K_{uv} \cdot t_{cid}}{V_{cup} \cdot K_{uc}} + \frac{2L}{60 v_{mv}} + t_{ca} \right) \quad [\text{min/ciclu}] \quad (2.92)$$

unde: V_{vag} este volumul cutiei vagonetului în care se încarcă roca, m³;
 K_{uv} — coeficientul de umplere a vagonetului (0,8 — 0,95);
 V_{cup} — volumul cupei mașinii de încărcat, m³;
 K_{uc} — coeficientul de umplere a cupei (0,5 — 0,9);
 L — distanță de manevră de la front la locul de schimbare a vagonetului plin cu gol, m;
 v_{mv} — viteza medie de manevrare a vagonetului, 0,4 — 0,6 m/s;
 t_{cid} — durata ciclului de încărcare-descărcare a cupei, 0,15 — 0,45 min;
 t_{ca} — timpul consumat pentru cuplarea și decuplarea vagonetului de mașina de încărcat (1 — 2 min);
 t_{pt} — (5/100...10/100) t_{ip} — timpul de pregătire și încheiere a operației de încărcare;
 t_{rm} — timpul consumat pentru rularea manuală a rocii de la marginile profilului lucrării în raza de încărcare a mașinii, min.

Tabelul XIX.21

Caracteristicile tehnice principale ale unor mașini de încărcat cu eupă și transportor intermediar

TIPUL MAȘINII	PPM-4	PPM-7	1PPN-5	HL/E 290R Salzgitter	Eimco 635	Goodman
TARA	URSS	URSS	URSS	RFG	Anglia	SUA
Volumul cupei, m³	0,25	0,25	0,33	0,3	0,3	0,38
Calea de rulare	c.f.l.	c.f.l.	c.f.l.	șenile	șenile	șenile
Puterea instalată, kW	24	32	44	45	43	48
Lățimea frontului de încărcare, m	4,0	4,8	4,0	—	—	—
Secțiunea minimă a galeriei, m²	—	—	6,5	—	—	—
Productivitatea mașinii, m³/min	0,65	0,8	1,5	1,0	1,2	0,5—1,5
Lungimea, mm	7430	9400	8600	4775	5725	10830
Lățimea, mm	1700	1750	1700	1950	1830	1600
Înălțimea de lucru, mm	2150	1800	1700	1900	2030	2387
Înălțimea de transport, mm	1600	1800	1700	1700	1475	—
Masa, kg	8600	14400	9500	7600	4810	12000

Din expresia productivității tehnice a unei mașini de încărcat rezultă căile pentru creșterea ei și anume: creșterea volumului de rocă impușcată pe ciclu prin majorarea pasului de înaintare și reducerea duratei de încărcare a rocii.

Mașinile de încărcat cu cupă montată pe braț și transportor intermediar descarcă materialul pe banda proprie care are capul de acționare atașat mașinii, iar capul de deversare plasat în consolă fie direct în spatele mașinii, fie cu un reazem suplimentar pe un cărucior intermediar.

Caracteristicile principale ale unor mașini de încărcat cu cupă și transportor intermediar sunt redată în tabelul XIX.21.

În general, mașinile de încărcat cu cupă și transportor intermediar au cupa montată pe braț și acționarea electrohidraulică. Sunt însă și mașini de tip clasic cu cupa pe leagăn, cărora li s-a adăugat sau atașat transportor intermediar. Unele uzine constructoare de mașini au realizat deja mașini de încărcat cu cale de rulare dublă, având un șasiu cu roți pentru linia ferată și în paralel pneuri pentru rularca pe vatră.

Pentru combaterea prafului, o mare parte din tipurile de mașini au dispozitive de stropire cu apă.

Încărcarea rocii cu mașini de încărcat cu descărcare laterală. Pentru creșterea zonei de manevră în lucrările miniere orizontale cu secțiuni mai mari de 10 m², s-au realizat mașini de încărcat autopropulsate pe pneuri sau șenile, cu cupă care se descarcă lateral sau frontal în față. Principiul de funcționare a unei mașini de încărcat cu descărcare laterală redată în fig. XIX.50 constă în următoarele:

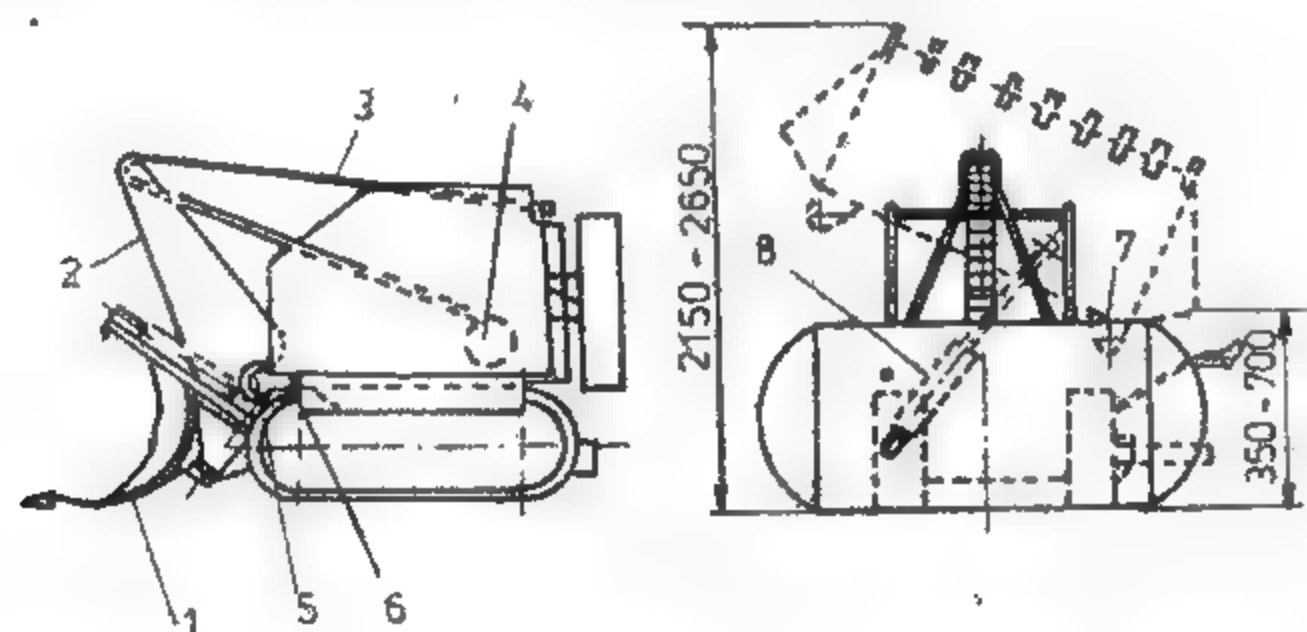


Fig. XIX.50. Mașina de încărcat cu basculare laterală.

Lopata mecanică 1, fixată în pirghia leagăn 2, este ridicată cu ajutorul lanțului 3 care se înfășoară pe bobina de acționare 4. În timpul ridicării pirghia 2 se rotește în jurul articulației 5, iar apoi se rostogolește cu partea în formă de leagăn pe ghidajele 6, cu ajutorul cilindrului hidraulic 8.

Caracteristicile unora din tipurile de mașini cu descărcare laterală cel mai des folosite sunt date în tabelul XIX.22.

Încărcarea rocii cu mașini de încărcat și transportat. În ultimii ani autoîncărcătoarele utilizate în construcții au fost adaptate și pentru lucrul în subteran.

În galeriile în care materialul se încarcă și se transportă pe distanțe mici se folosesc pe scară largă autoîncărcătoarele, autodumperile și autovehiculele de transport cu cutie glisantă.

Autoîncărcătoarele sunt mașini de încărcat cu cupă, autopropulsate, pe pneuri sau pe șenile, care încarcă roca într-un siloz propriu, o transportă pe distanțe mici sau mij-

Tabelul XIX.22

Caracteristicile tehnice ale unor mașini de încărcat cu cupă și descărcare laterală

TIPUL MAȘINII	Tara	România		Suedia		Anglia		R.F.G.		Polonia		Cehoslovacia	
		MIL-1P	MIP-2P	CAVO	EIMCO	EIMCO	EIMCO	SALZGITTER	SALZGITTER	LEB 2P	NL-3		
Capacitatea cupei, m ³		0,4	0,6	0,500	0,673	0,600	0,600	0,600	1,200	0,500	0,500	0,500	0,500
Productivitatea, m ³ /h		30	35-50	50	60	60	35-50	600-100	600-100	50	60	60	60
Calea de rulare		șenile	șenile	pneuri	șenile	șenile	șenile	șenile	șenile	șenile	șenile	șenile	șenile
Puterea motorului cupei		13,2	17,6	-	15 CP	15 CP	13 CP	24 CP	24 CP	6,5 kW	13 CP	13 CP	13 CP
Puterea de acționare a deplasării		2x13,2	2x17,6	-	2x15 CP	2x15 CP	2x13 CP	2x24 CP	2x24 CP	2x12 CP	2x13 CP	2x13 CP	2x13 CP
Lungimea, mm		2600	3000	3520	3378	4356	11 kW	22 kW	22 kW	-	3250	3250	3250
Lățimea, mm		1400	1900	1600	1676	1676	-	-	-	2200	1700	1700	1700
Înălțimea de transport, mm		1710	2200	1850	1448	1500	-	-	-	-	1450	1450	1450
Înălțimea de lucru, mm		1750	2290	1240	2210	3556	-	-	-	2570	2300	2300	2300
Înălțimea de descărcare, mm		540	720	1240	572	2133	2200	-	-	670	850	850	850
Masa, kg		2700	4230	3500	5436	6300	4900	9000	9000	6500	4900	4900	4900

locii și o descarcă gravitațional într-un colector. În fig. XIX.51 este redată schema de principiu a mașinii de încărcat și transportat cu siloz propriu MIT-2P fabricată de Uzinele „UNIO” Satu Mare.

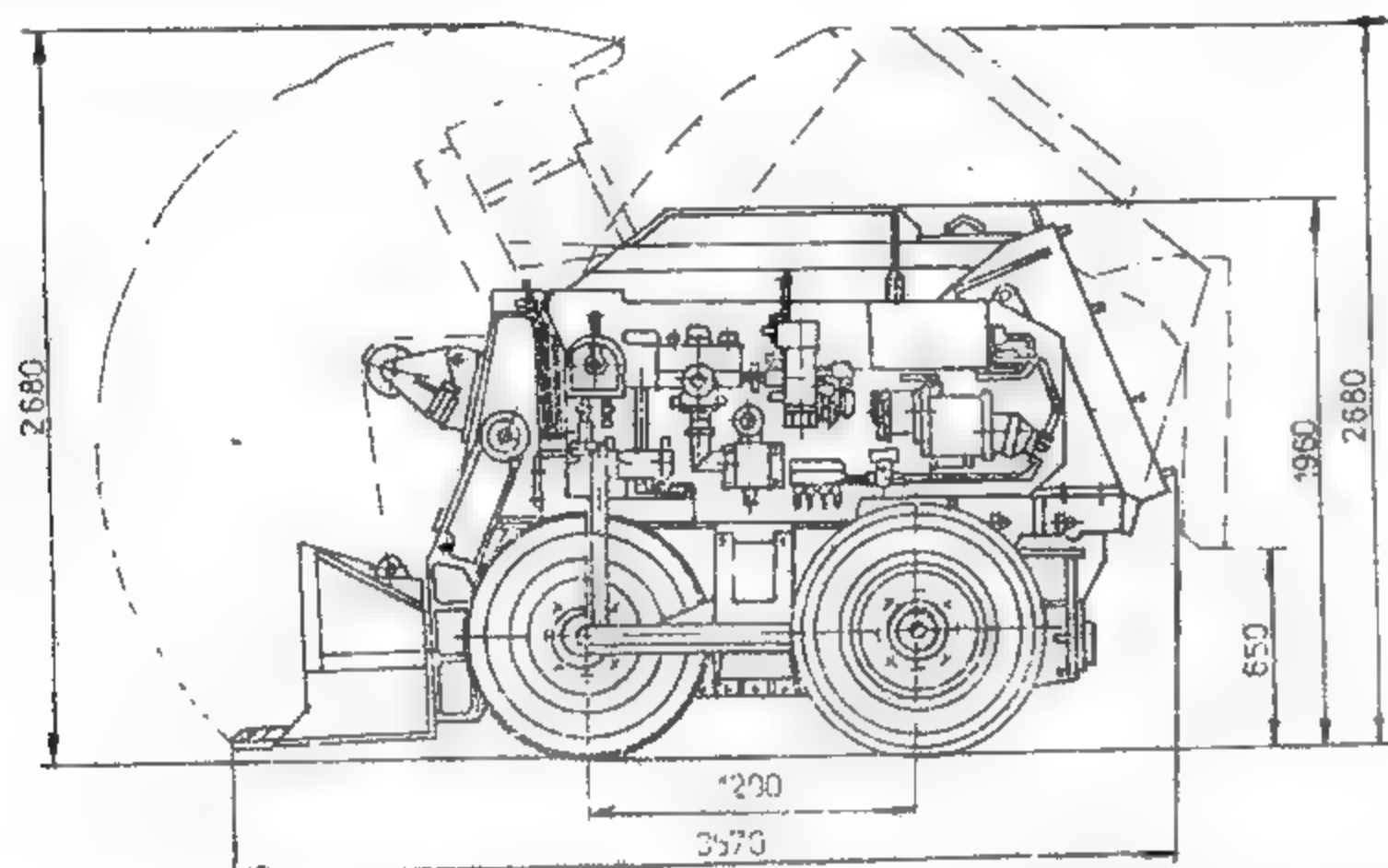


Fig. XIX.51. Mașină de încărcat și transportat cu siloz propriu, MIT-2P.

Tabelul XIX.23

Caracteristicile mașinilor de încărcat și transportat fabricate în România

SPECIFICARE	Unitatea de măsură	Tipul mașinii		
		MIS-1P	MIT-1P	MIT-2P
Capacitatea cupei	m ³	0,12	0,25	0,45
Capacitatea silozului	m ³	0,75	1,25	2,5
Capacitatea de încărcare	m ³ /h	8-20	15-45	60-150
Consum de aer comprimat	Nm ³ /min	8	10	30
Puterea motorului de tracțiune la 6 bar	CP	8,5	13,2	17,6
Puterea motorului cupei la 6 bar	CP	8,5	13,2	17,6
Presiunea aerului comprimat de alimentare	bari	4-6	5-7	5-7
Viteza de deplasare	m/s	1,2	1,2	1,0
Ridicarea silozului		Pneumatic	Pneumatic	Pneumo-hidraulic
Lungime, L	mm	2960	2660	3570
Lățime, B	mm	1430	1755	2170
Înălțimea maximă, H ₁	mm	2085	2200	2680
Înălțimea de descărcare, C	mm	460	320	650
Ampatamentul, A	mm	900	1004	1200
Masa netă	kg	2500	3590	7240

În România se fabrică trei tipuri de autoîncărcătoare ale căror caracteristici rezultă din tabelul XIX.23.

În categoria mașinilor cu cutie glisantă intră cele la care silozul nu se răstoarnă, golirea lui făcându-se cu o lamă mobilă acționată hidraulic.

Mașinile cel mai des folosite din această grupă sînt cele la care cupa realizează și rolul de siloz. Lipsindu-le silozul, aceste mașini, grupate după simbolurile LHD (lead-haul dump), se pot construi cu înălțimi mai mici. Cupa acestor mașini se infinge în material cu o forță de circa 50-250 kN, apoi este ridicată la nivelul șasiului unde se poziționează hidraulic pe timpul transportului pînă la locul de descărcare. Descărcarea cupei se poate face în orice mijloc de transport, frontal sau lateral. Gama acestor mașini este diversificată, ele avînd capacitatea cupei de 1-20 t și rampa maximă de încărcare pe front 25-30°. În fig. XIX. 52 este redat tipul GHH-LF-7,1.

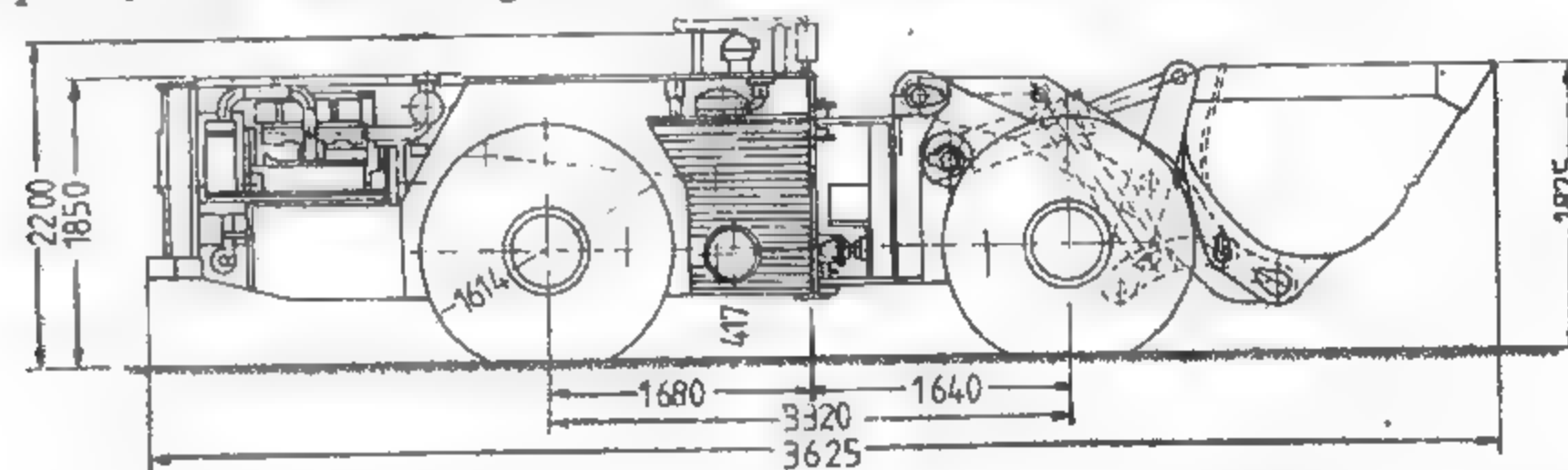


Fig. XIX.52. Mașină de încărcat și transportat cu cupă siloz GHH-LF-7,1.

Încărcarea rocii cu mașini cu acțiune continuă. Pentru încărcarea rocilor afinate și cu grad de sfărîmare avansat s-au construit mașini de încărcat cu acțiune continuă.

Mașinile de încărcat cu brațe laterale (fig. XIX.53) sînt formate dintr-un jgheab lopată sau rampă de încărcare, un scurt transportor cu rolete și două brațe laterale așezate la marginea jgheabului. Brațele laterale execută mișcări alternative în formă de arce de cerc și aduc materialul derocat pe jgheab, de unde este preluat de lanțul cu raclete care deversează în mijlocul de transport. Întregul ansamblu este autopropulsat pe șenile sau pe calea ferată.

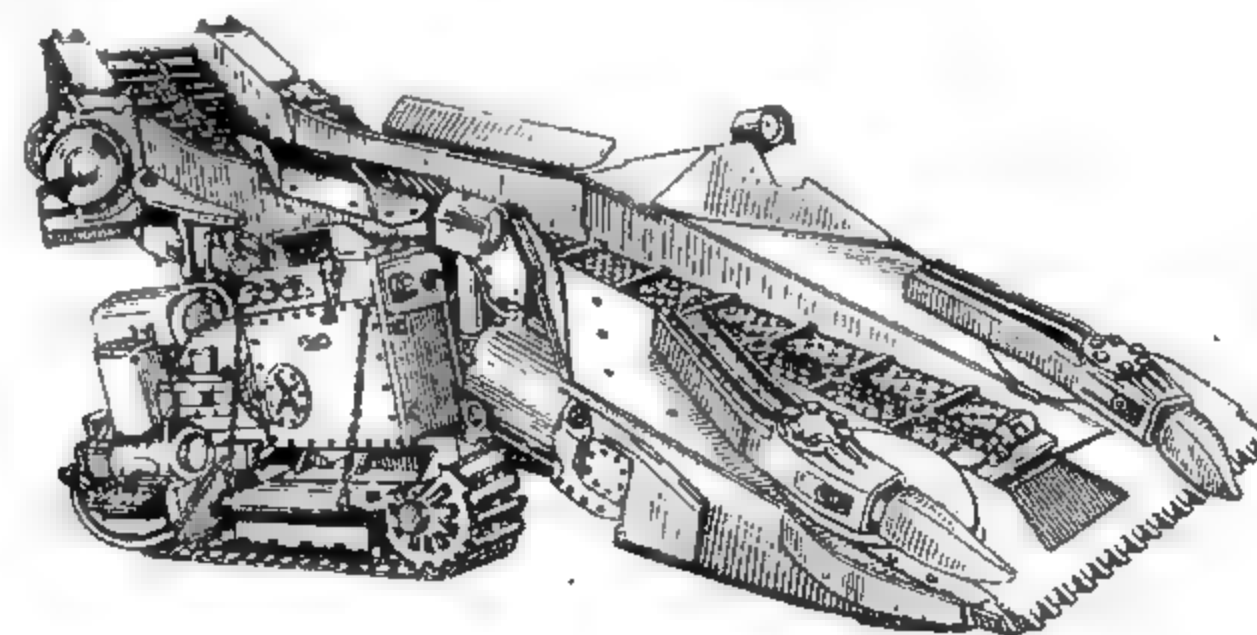


Fig. XIX.53. Mașină de încărcat cu brațe laterale.

Caracteristicile tehnice ale acestor mașini rezultă din tabelul XIX.24.

Unele mașini de încărcat cu brațe laterale sînt prevăzute cu dispozitive pentru umezirea rocii.

Tabelul XIX.24

Caracteristicile mașinilor de încărcat cu brațe laterale

Țara	Tipul	Productivitatea [m ³ /min]	Lungimea în poziție de lucru [m]	Lățimea [m]	Înălțimea [m]	Greutatea [10 ⁴ ·N]	Puterea motoa- relor [kW]	Viteza de de- plasare [m/min]
U.R.S.S.	GNL-30	0,5	6,5	1,0	2,0	3,1	10,8	11,7
	UP-2	2,0	8,3	2,2	2,4	5,0	15,2	21,0
	PNB-2	2,0	7,8	1,8	2,9	11,8	65	9,2
	PNB-3 M	3,0	8,1	1,95	3,0	26,5	108	200
S.U.A.	Joy-18 BU	3,0	7,2	1,8	0,8	8,2	19,1	—
	Joy-18 HR	6,0	7,6	2,0	1,7	16,8	76,1	12-30
	Goodman 968-2	15	7,5	2,5	0,97	16,7	240	30
	Goodman 970 L	10	7,7	2,4	0,68	12,0	164	30
Anglia	MC-2	3	6,4	1,5	0,8	5,5	23	—
	MC-3	3	8,6	1,7	0,8	—	—	—
Cehoslovacia	NJ-8	1,3	7,6	1,8	1,6	5,5	20	—

Mașinile de încărcat de timp lopată oscilantă supranumite cioc de rață constau dintr-un scoc oscilant — lărgit la bază sub forma unei lăpti — care pătrunde în cărbune (sau nisipuri) și prin mișcări oscilante îl deplasează în sus (fig. XIX.54).

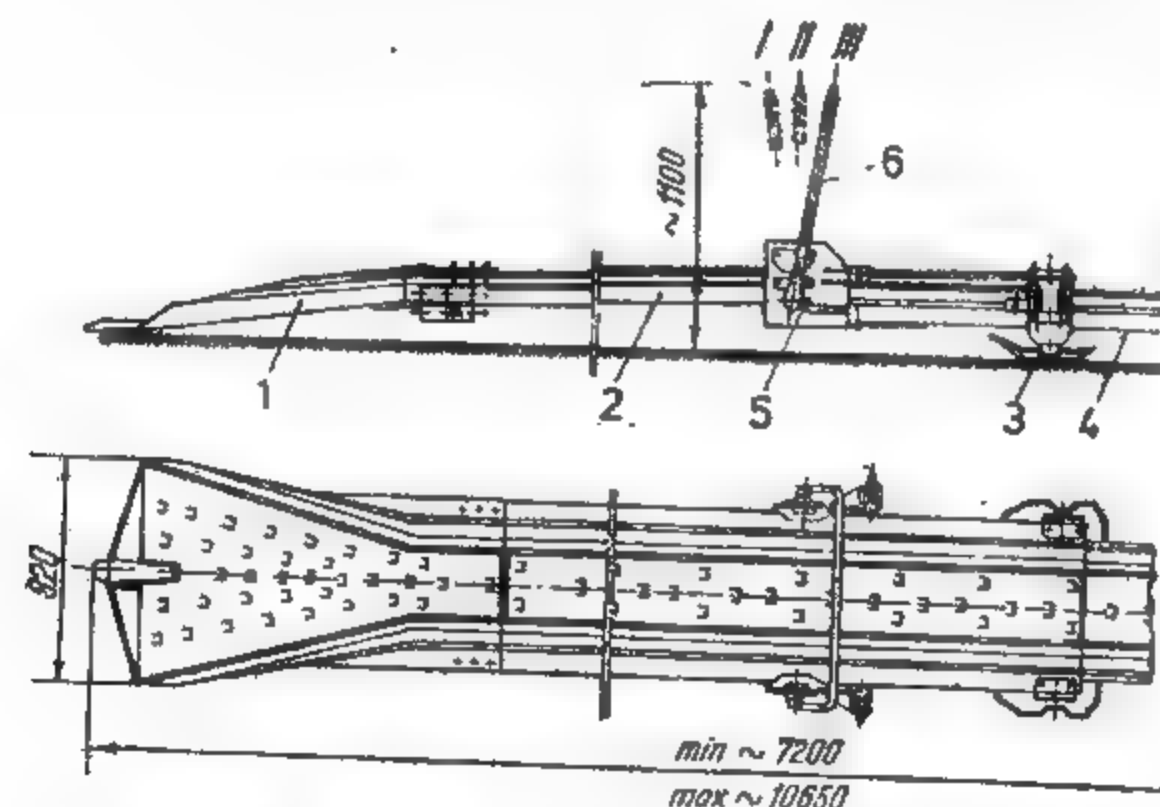


Fig. XIX.54. Schema de principiu a mașinii de încărcat tip lopată oscilantă (cioc de rață):

1 — lopată; 2 și 4 — jgheaburi; 3 — sabot de alunecare; 5 — dispozitiv de avans; 6 — manetă de comandă.

Mașinile de încărcat cu discuri în consolă (fig. XIX.55) au organul de încărcare format din două discuri rotative, cu renuri radiale, care se rotesc fiecare pe un braț. Brațele se înfig în roca excavată, iar discurile aduc materialul pe un transportor cu bandă sau cu raclete care deversează într-un vagonet.

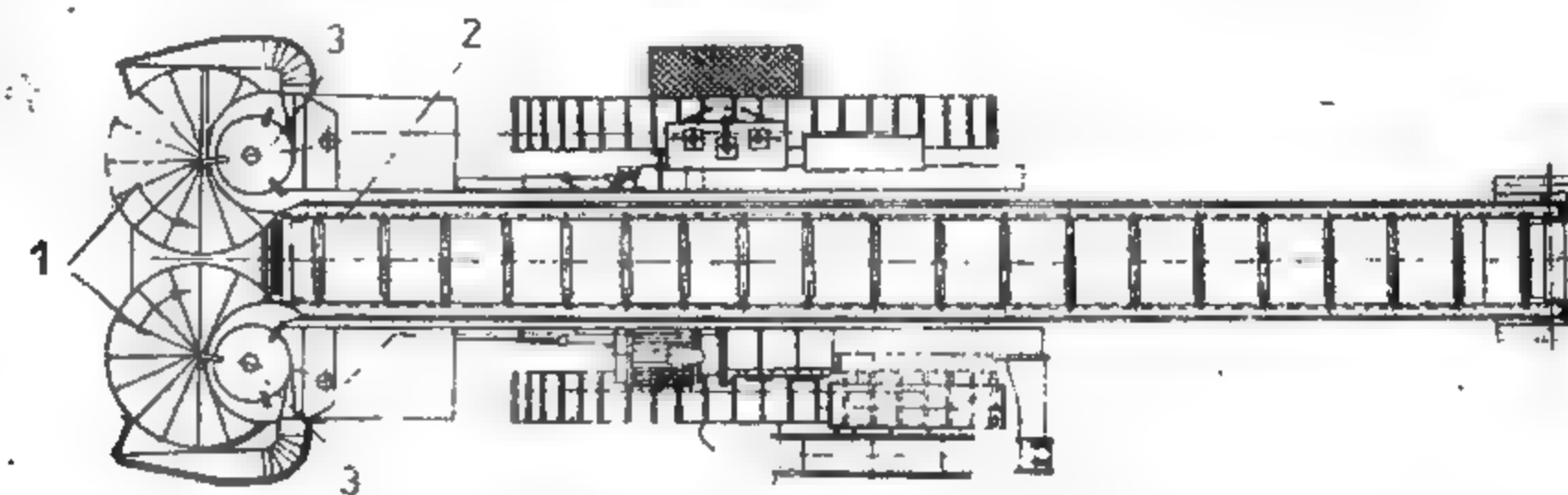


Fig. XIX.55. Mașina de încărcat cu discuri rotative:

1 — discuri freză cu nervuri radiale; 2 — transportor; 3 — tobe de ghidare montate excentric; 4 — șenile.

În afară de mașinile de încărcat amintite s-au mai imaginat și alte tipuri — ca de exemplu cele cu sapă, cu lanțuri și raclete în consolă sau cu rotor și cupe care încă nu au depășit stadiul de cercetare.

Pentru prevenirea uzurii anormale a pieselor unei mașini de încărcat se iau măsuri constând în: efectuarea corectă a rodajului în sarcină; asigurarea ungerii corespunzătoare; examinarea zilnică de către persoana care lucrează pe mașină; examinarea săptămânală de către personal specializat și controlul general o dată la 3—6 luni, cu verificarea performanțelor mașinii.

La aceste controale se verifică starea tehnică a mașinii, se execută reglarea și consolidarea unor piese și se fac reparațiile mărunte.

La intervale de 6 luni — 1 an fiecare mașină trebuie să fie planificată în reparație curentă la atelierul minei.

După una sau două reparații curente, fiecare mașină se planifică în reparație capitală la un atelier specializat.

Mașinile de încărcat acționate electric se repară numai după întreruperea alimentării cu energie electrică.

Exploatarea mașinilor de încărcat se face numai de către persoane instruite și autorizate.

Nu se începe încărcarea până când roca nu este umezită pentru combaterea prafului. În timpul încărcării frontul de lucru trebuie să fie iluminat corespunzător, iar în raza de acțiune a mașinii nu va fi admisă nici o persoană. Cablurile de alimentare cu energie electrică (sau aer comprimat) se suspendă pe stâlpi, neadmițându-se tragerea lor pe vatră mai mult de 5—10m. Cuplarea și decuplarea vagonetului de mașină se face după ce aceasta a fost oprită. Mașinile care prezintă defecțiuni, mai ales la instalațiile electrice, nu vor fi utilizate până la remedierea defecțiunilor.

În general, introducerea unei noi mașini de încărcat este însoțită de instrucțiuni pentru întreținere și exploatare, care vor fi însușite de toți cei ce lucrează cu ea.

2.3.4.2. Evacuarea rocii din frontul de lucru. Una din operațiile auxiliare care pretinde efort fizic mare și influențează hotărâtor durata încărcării rocii este schimbarea succesivă a vagonetelor încărcate cu cele goale.

Cele mai uzuale amenajări și instalații pentru schimbarea vagonetelor în timpul încărcării rocii din front sînt: dublațiile căii ferate și instalațiile de transbordare.

În galeriile simple se folosesc dublațiile cu macaz închis (a), macaz deschis (b), placă mobilă fără șine (c) și placă mobilă cu două macaze (d) așa cum se observă din fig. XIX.56.

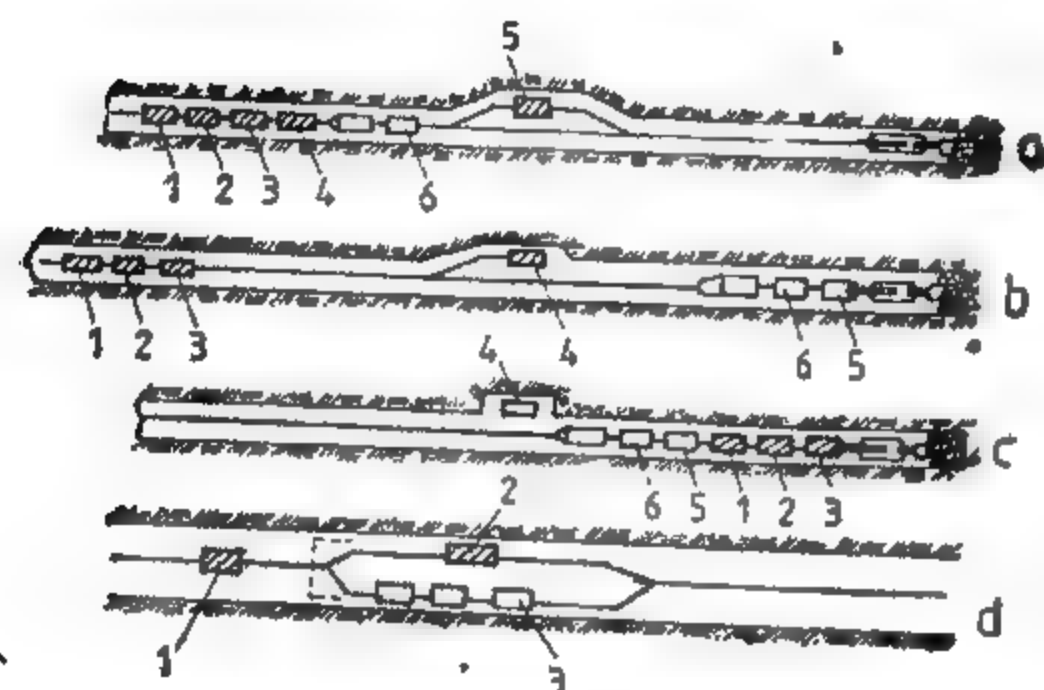


Fig. XIX.56. Schemele de schimbare a vagonetelor în timpul săpării galeriilor simple.

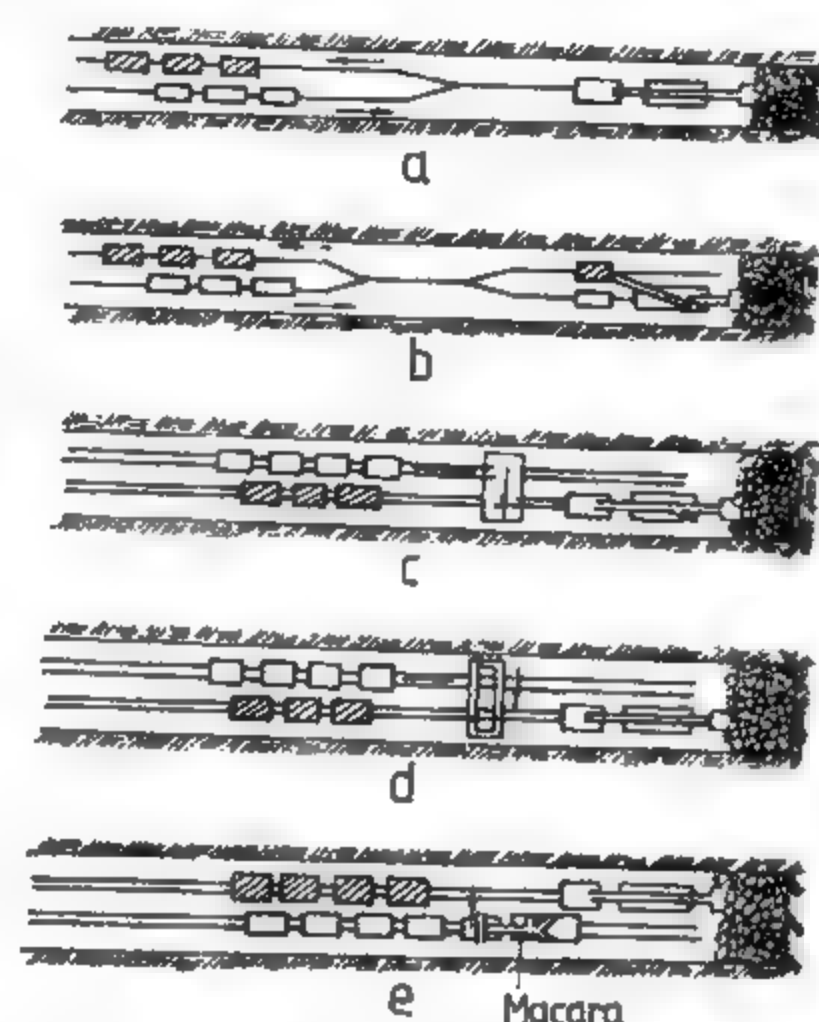


Fig. XIX.57. Scheme de dispozitive de manevrarea vagonetelor pe timpul încărcării cu o singură mașină în galeriile duble.

În galeriile duble, dacă încărcarea se face cu o singură mașină de încărcat (fig. XIX.57) se pot executa amenajări: cu o singură linie ferată în front (a); dublație mobilă în front (b); cu placă de manevră (c); cu macaz pe role (d) sau se pot folosi scheme de transbordare suprasol cu marca (e) sau cu pod transbordor.

În cazul încărcării simultane cu două mașini, se poate utiliza placa de manevră cu macaz dublu (fig. XIX. 58).

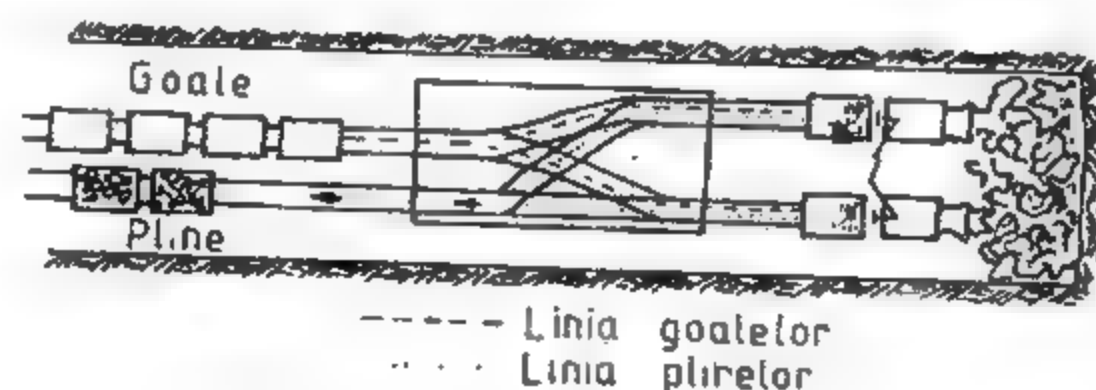


Fig. XIX.58. Schema de manevrare a vagonetelor la încărcarea rocii din frontul unei galerii cu două mașini de încărcat.

La folosirea oricăreia din aceste scheme durata schimbării vagonetelor este mare. Pentru reducerea timpului de încărcare și evacuare a rocii este indicat să se folosească mașinile de încărcat cu benzi în consolă și vagonete de mare capacitate tractate mecanic. Trenuri siloz, autovehicule fără șine sau benzi de transport.

Trenul siloz se compune dintr-un număr de vagonete la care lipsesc pereții frontali, astfel că șirul de vagonete formează un siloz pe roți (fig. XIX.59). Cuplarea vagonetelor se face prin articulații care permit înscrierea în curbe. Un lanț cu raclete asigură deplasarea materialului din punctul în care deversează mașina de încărcat, pentru umplerea la capacitatea întregului siloz. Același lanț asigură descărcarea silozului pe roți în locul dorit.

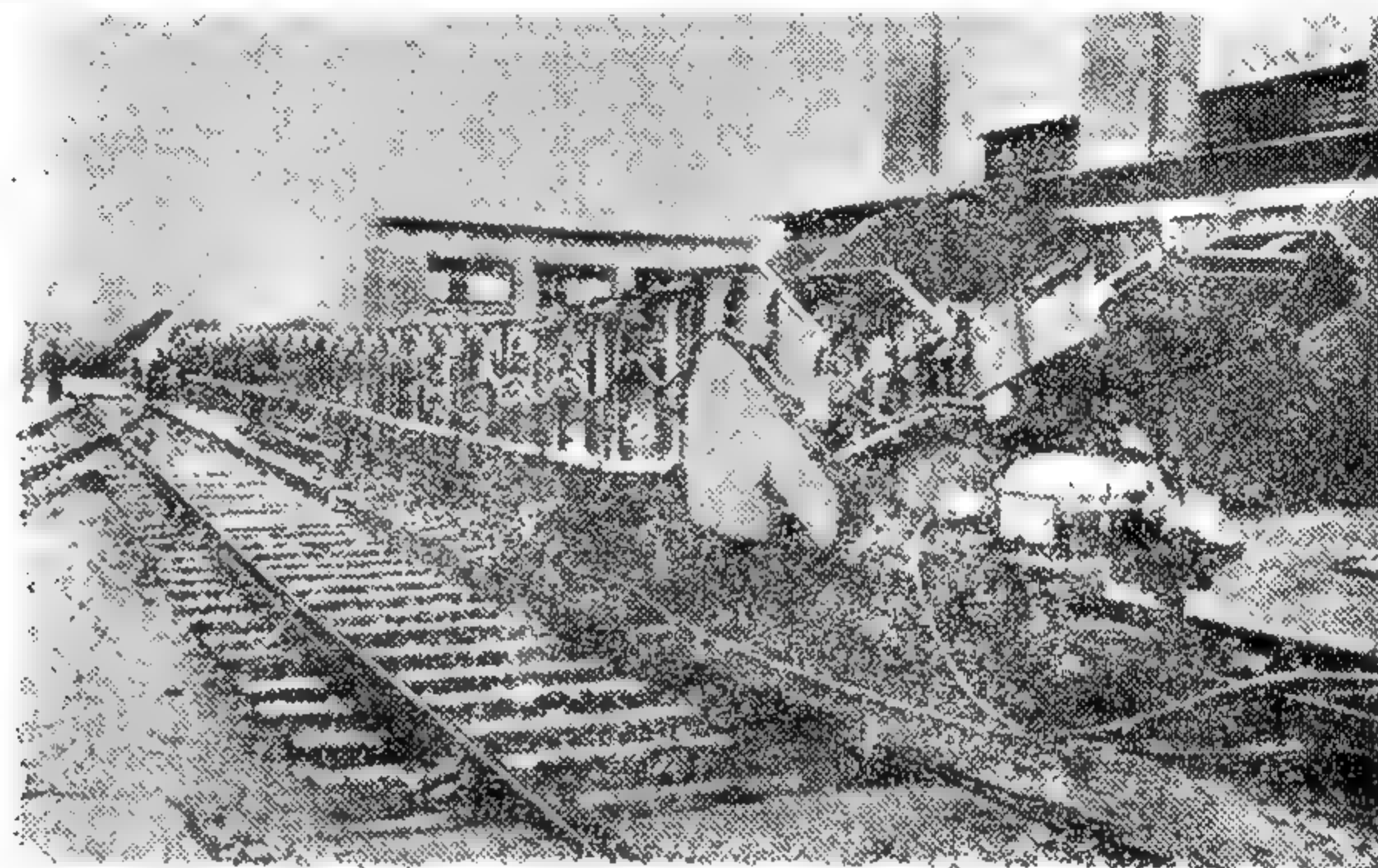


Fig. XIX.59. Trenul siloz.

Principalele avantaje ale introducerii trenurilor siloz în fluxul tehnologic la săparea galeriilor constau în: reducerea timpului pentru manevre; efectuarea încărcării și evacuării într-o singură repriză; creșterea de 3—6 ori a productivității la încărcare și de peste două ori a vitezei medii de săpare.

Vagonetul navetă automotor este acționat de un motor electric (pentru distanțe mici) sau diesel. Pe un șasiu rigid are o benă care la partea inferioară este echipată cu un transportor de încărcare-descărcare.

Dumperul cu benă telescopică se descarcă fără ridicarea benei, cu ajutorul unei plăci de curățire acționată de doi cilindri hidraulici.

Se observă că sînt multiple căutări motivate de interesul crescînd pentru modernizarea transportului subteran, deoarece este o operație grea, obositoare și cauza multor accidentări. Transportul subteran trebuie să devină o preocupare centrală a fiecărei exploatare miniere pentru rezolvarea la nivel tehnic superior a următoarelor probleme: sistematizarea traseelor de transport; alegerea celor mai adecvate mijloace de transport din cele existente; introducerea unor noi mijloace de transport mai perfecționate și îmbunătățirea organizării circulației în subteran.

2.3.5. SUSȚINEREA GALERIILOR

Scopul și condițiile care trebuie să le satisfacă susținerea minieră. Susținerea minieră are rolul de a limita deformațiile pe care tensiunile, din masiv, tind să le producă în rocile înconjurătoare excavațiilor subterane și de a preveni pătruderea rocilor în interiorul lucrărilor miniere, cu scopul de a menține spațiul excavat pe durata de existență a lucrării.

Pentru a îndeplini acest rol, susținerea minieră trebuie să satisfacă o serie de condiții tehnice și economice. Din punct de vedere tehnic susținerea trebuie să fie rezistentă, stabilă, construită din materiale cu durată mare de serviciu, să nu prezinte pericol de incendiu, sau de viciere a atmosferei de mină și să se adapteze formelor de manifestare a presiunii miniere (v. și secțiunea XVI. Mecanica rocilor). În limitele deformației susținerii au loc deformații ale lucrării miniere. Spre exemplu într-o lucrare minieră orizontală rocile din tavan au tendința de încovoieră, iar susținerea încetinește încovoiera acoperișului. În astfel de cazuri rolul susținerii va fi bine îndeplinit dacă rigiditatea ei este mare.

În cazul unor deformații mari ale rocilor înconjurătoare aceste deformații nu pot fi oprite cu o susținere rigidă ci numai cu o susținere elastică care își poate modifica forma și dimensiunile fără a-și pierde capacitatea portantă.

În practică este foarte important ca lucrările miniere să se susțină cât mai repede după executarea lor, pentru a nu permite dezvoltarea în timp a deformațiilor, care ar putea înrăutăți mult condițiile de lucru ale susținerii. După montarea susținerii, presiunea rocilor asupra ei crește destul de repede apoi crește treptat, iar după un timp se stabilizează, așa cum se observă din fig. XIX.60. Ramura înclinată a curbei *a* corespunde încovoierii rocilor (umflării), iar a doua parte, *b*, corespunde procesului de formare a fisurilor în timpul creșterii treptate a încovoierii.

Trecerea curbei *a* — *b* în partea *c* sau *c*₁ corespunde transformării presiunii primare în presiune secundară (stabilizată) sub influența căreia încetează creșterea deformației deoarece fisurarea acoperișului încetează prin formarea bolții de surpare.

Curba *a* — *b* — *c* — corespunde pentru rocile plastice. Pentru rocile elastice corespunde curba *a'* — *c'*, iar pentru rocile friabile curba are o alură mai lină.

În lipsa susținerii pe timpul manifestării presiunii primare pot apărea fisuri sau chiar surpări ale rocilor din tavan.

Dacă nu este posibil să se construiască de la început susținerea proiectată (definitivă) atunci se montează mai întâi o susținere provizorie, de preferință recuperabilă.

Din punct de vedere economic susținerea minieră trebuie să utilizeze materiale ușor de procurat, să aibă un preț scăzut, să ocupe un volum mic, să opună o rezistență aerodinamică redusă și să reclame cheltuieli de întreținere cât mai mici.

Susținerea cu lemn. Lemnul este un material de susținere tradițional care se prelucrează ușor. La susținerea galeriilor se întrebuintează îndeosebi lemnul rotund de stejar, ulm și salcâm.

Principalele proprietăți ale esențelor de lemn sînt redată în tabelul XIX.25.

Lemnul este un material valoros cu multiple întrebuintări, însă pentru sectorul minier prezintă o serie de neajunsuri cauzate de defectele lui și anume: neregularitatea

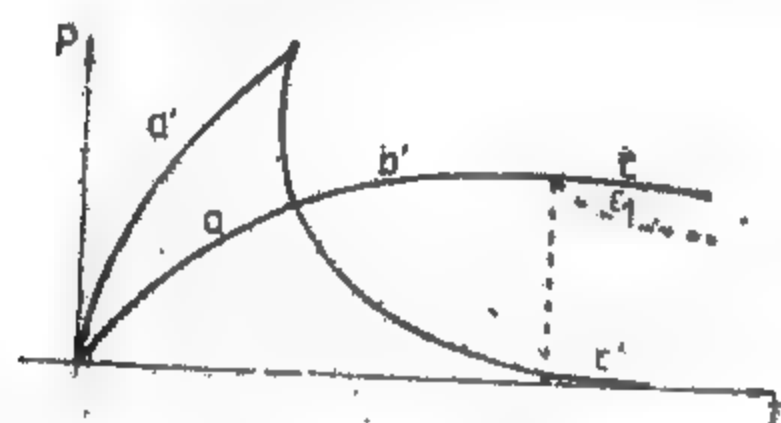


Fig. XIX.60. Presiunea minieră primară și secundară.

Tabelul XIX.25
Caracteristicile fizico-mecanice ale unor esențe de lemn utilizate la susținerea minieră

Esența	Direcția	Densitatea [kg/m ³]	Contrația medie	Modulul de elasticitate mediu [daN/cm ²]	Rezistența la compresiune [daN/cm ²]	Rezistența la tracțiune [daN/cm ²]	Rezistența la încovoieră [daN/cm ²]	Rezistența la forfecare [daN/cm ²]	Rezistența [daN/cm ²]
Molid	l	470	7,8	110 000	130	900	660	67	0,50
	r		3,6	5 500	58	27		260	
Pîn	l	520	7,0	120 000	470	1040	870	100	0,70
	r		4	4 600	77	30		50	
Brad	l	450	7,6	110 000	400	840	620	275	0,60
	r		3,8	4 900	42	23		110	
Stejar	l	690	7,8	130 000	540	900	910	320	0,75
	r		4	10 000	105	40		160	1,14
Salcâm	l	770	6,9	136 000	590	1 475	1200	80	0,80
	r		4,4	160 000	130	43	1050	340	
Fag	l	720	11,8	15 400	90	70	700	250	—
	r		5,3	110 000	410	800		85	
Ulm	l	680	8,3	110 000	100	40	1070	320	0,80
	r		4,6	130 000	660	1 070			
Căpen	l	830	11,5						
	r		6,8						

l — longitudinal; r — radial.

structurii (noduri, crăpături, curburi); diferențe mari de secțiuni între capetele trunchiului; durată mică de serviciu; pericol de aprindere; vicierea atmosferei de mină prin putrefacție; recuperare scăzută după montare; rezistența specifică relativ mică ș.a.

Mărirea rezistenței lemnului la foc se realizează prin spoirea cu lapte de var, sticlă solubilă, argilă, torcret sau un amestec de sulfură de amoniu și gips.

Susținerea cu lemn ocupă o mare parte din secțiunea de săpătură a lucrării miniere, iar din punctul de vedere al lucrului susținere-rocă pe durată de serviciu este oneroasă.

În funcție de mărimea și formele de manifestare a presiunii miniere, susținerea galeriilor cu lemn se poate realiza în mai multe variante constructive.

Susținerea cu grindă rezemată în scobituri executate în pereți (fig. XIX.61) se aplică în galerii executate în roci neomogene (galerii direcționale pe filoane), când tavanul trebuie susținut, iar rocile din pereți au rezistență și stabilitate mare.

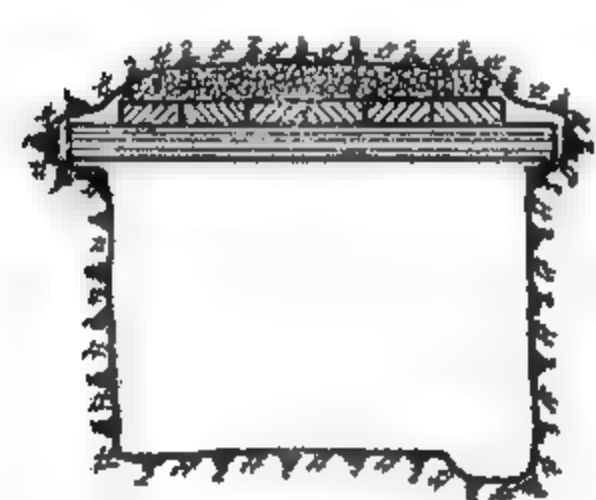


Fig. XIX.61. Susținerea galeriei cu tropane.

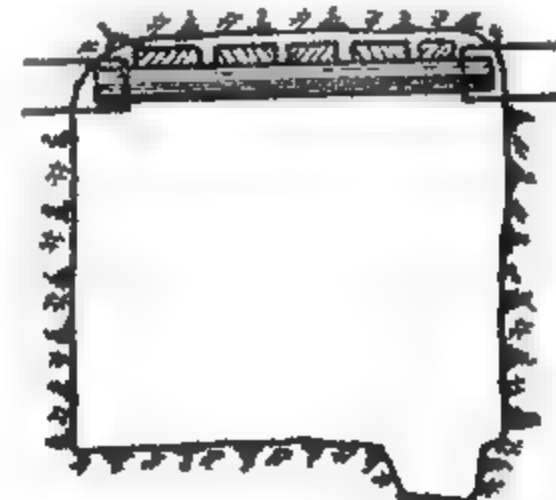


Fig. XIX.62. Susținerea galeriei cu tropane rezemate pe suporturi metalice.



Fig. XIX.63. Susținerea galeriei cu grindă la tavan rezemată pe un stâlp și o pilugă.

Întrucât în roci foarte tari și compacte execuția scobiturilor este o operație grea și costisitoare, acestea s-au înlocuit cu suporturi metalice ancorate în 2—3 găuri de mină perforate în pereți (fig. XIX.62).

Dacă unul din pereții galeriei este nestabil atunci se poate aplica o construcție de lemn compusă din grindă rezemată la un capăt în rocă, iar în celălalt capăt (spre peretele nestabil) pe un stâlp de lemn (fig. XIX.63).

În cazul când intervin forme complexe de manifestare a presiunii, atât din tavan cât și din pereții galeriei, susținerea din lemn se construiește sub formă de cadru incomplet, compus dintr-o grindă care se rezemă pe doi stâlpi, având forma trapezoidală sau dreptunghiulară (fig. XIX.64).

Dacă galeria se sapă în roci care exercită presiuni și din vatră atunci cadrul de lemn se completează cu o grindă montată la talpă ei (vol. II, fig. XI.36, secț. Explorarea prin lucrări miniere).

Susținerea cu lemn rotund având diametre de 18—26 cm se realizează în cimpuri de 0,6—1 m sau în deșis, după monografiile de armare care conțin date referitoare la rocile înconjurătoare, dimensiunile elementelor de susținere, distanța între cadre, felul îmbinării între grindă și stâlp ș.a.

Întrucât lemnul are durată de serviciu redusă, susținerea cu lemn reclamă un volum mare de întreținere, care constă în înlocuirea cadrelor rupte sau putrede cu alte

cadre din lemn sănătos. Aceasta se execută după prealabilă întărire a cadrelor vecine cu stâlpi provizorii.

Când se fac calcule pentru dimensionarea grinzii de susținere, aceasta se consideră simplu rezemată pe două reazeme, la o distanță egală cu deschiderea lucrării 2a (distanța între stâlpi), supusă unei sarcini egală cu greutatea rocilor din interiorul bolții de surpare.

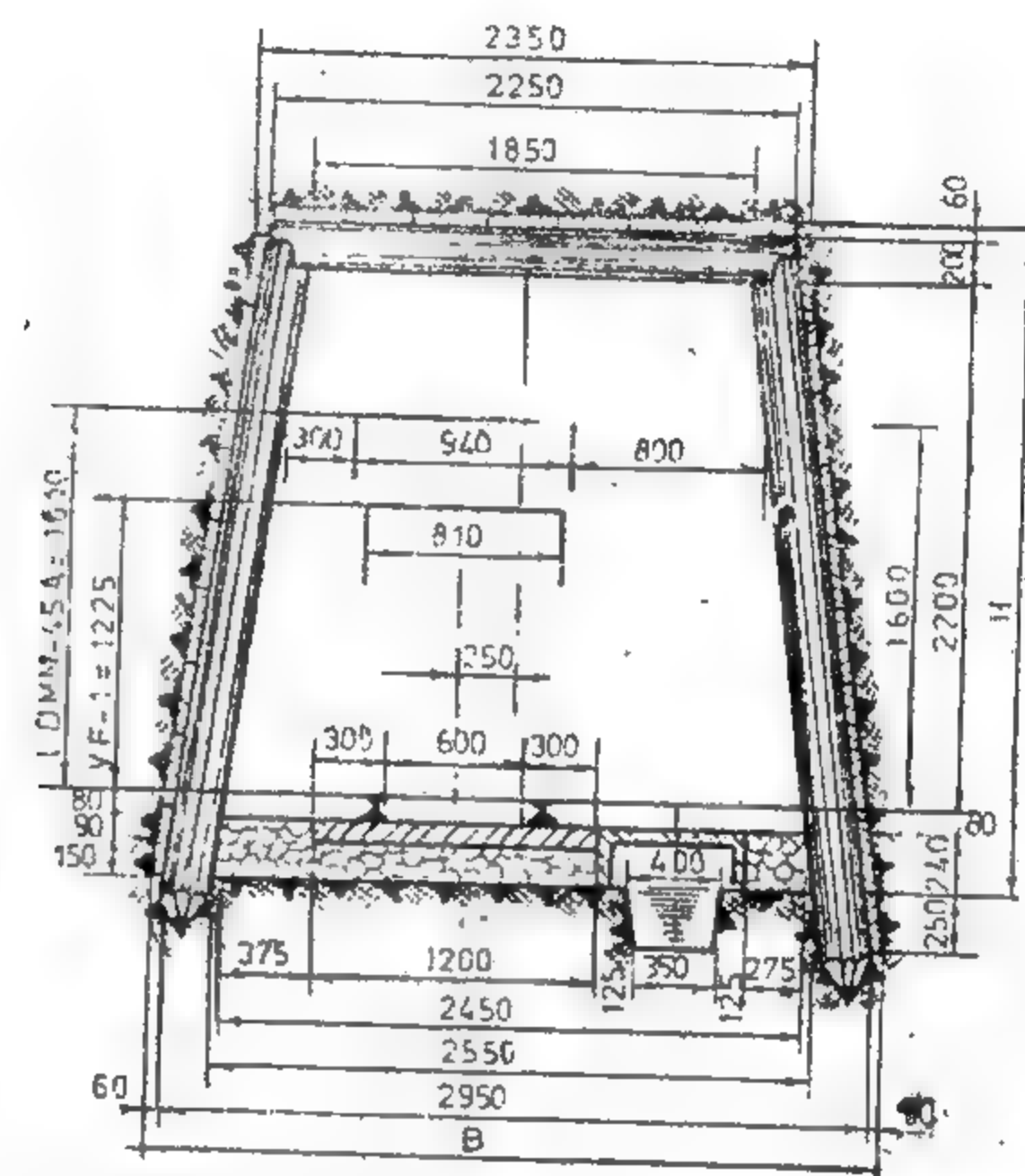


Fig. XIX.64. Galerie simplă susținută cu cadre de lemn $GSL_4 - 4,8$.

Momentul încovoietor maxim — la mijlocul grinzii — va fi:

$$M = \frac{5}{16} \cdot P_t \cdot l \quad [\text{daN} \cdot \text{cm}] \quad (2.93)$$

unde: P_t este presiunea rocilor din tavan, daN/m ;

$$P_t = \frac{4}{3} \cdot \frac{a^2}{f} \cdot \gamma \quad (2.94)$$

a — semideschiderea lucrării miniere, m;

f — coeficientul de tărie a rocilor după M. M. Protodiakonov;
 γ — greutatea volumetrică a rocilor din acoperiș, daN/m³;
 l — distanța între armături sau pasul de susținere, cm.
 Secțiunea grinzii se determină din expresia modulului de rezistență W al acesteia.

$$W = \frac{M}{\sigma_1} \quad (2.95)$$

În care σ_1 este rezistența admisibilă la încovoiere a lemnului.

$$\text{— pentru lemn rotund } W = \frac{d^3}{32} \quad (2.96)$$

$$\text{— pentru grinzi dreptunghiulare } W = \frac{bh^2}{6} \quad (2.97)$$

Stâlpii de susținere sînt supuși compresiunii axiale și se aleg de același diametru cu grinda.

Susținerea cu beton. Betonul este un material folosit pe scară largă atât la construcțiile de suprafață cît și la susținerea minieră. El se realizează amestecînd nisip, pietriș (sau piatră spartă) cu ciment și apă, lăsînd apoi amestecul să se întărească.

Perioada de întărire a amestecului depinde de compoziția și finețea cimentului, de cantitatea și temperatura apei, de temperatura și umiditatea aerului, putînd fi influențată prin diferite adaosuri.

Rezistența la rupere prin compresiune — în daN/cm² — a unei probe de mortar de ciment încercată după 28 zile de la adăugarea apei la ciment dă marca cimentului.

Rezistența betonului depinde atât de marca cimentului cît și de cantitatea de ciment, așa cum se observă din fig. XIX.65.

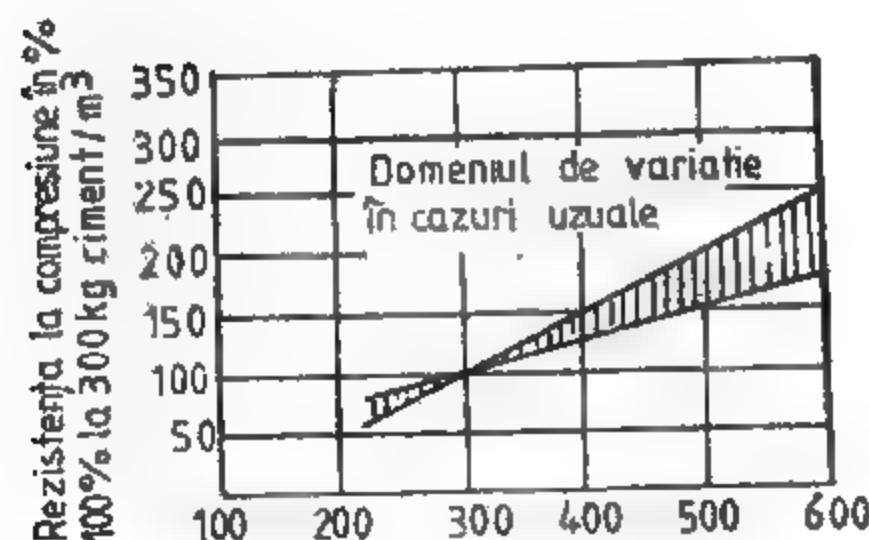


Fig. XIX.65. Diagrama rezistenței betonului în funcție de dozajul de ciment.

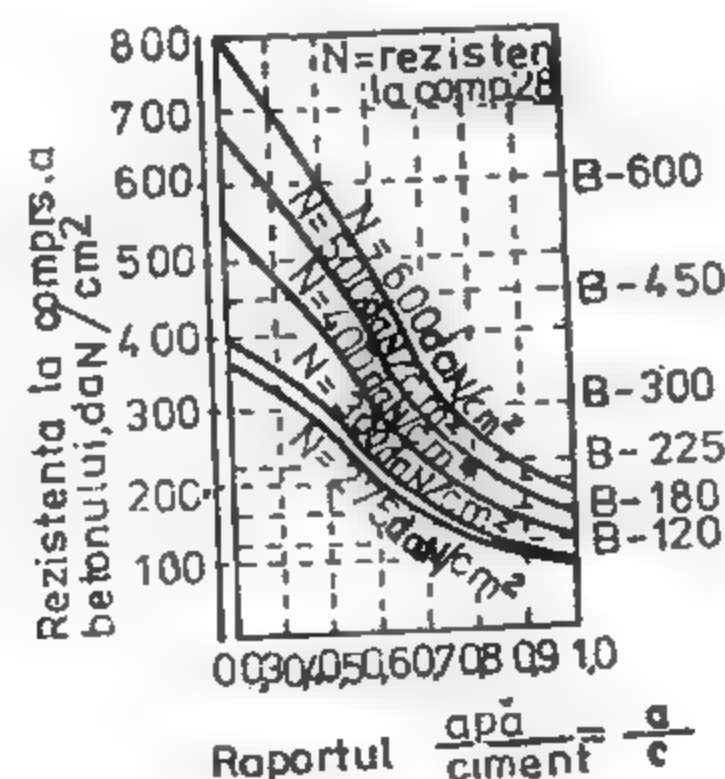


Fig. XIX.66. Rezistența betonului în funcție de raportul apă:ciment.

După proporția cimentului în compoziția lor se disting: *beloane grase*, care au peste 250 kg de ciment la 1 m³ de beton; *beloane mijlocii* și *beloane slabe* care au sub 200 kg ciment la 1 m³ de beton.

După cantitatea de apă folosită la prepararea lor, betoanele se clasifică în: *uscate*, care au sub 6,5 % apă; *plastice*, cu 6,5 — 8 % apă; *turnate*, cu peste 8 % apă.

Raportul între cantitatea de apă și ciment trebuie să fie cît mai mic, pentru că astfel betonul se realizează cu o densitate și rezistență mai mare, așa cum se observă din fig. XIX.66.

O importanță mare o are *omogenitatea betonului*, care se realizează prin amestec mecanic în betoniere. Este recomandabil ca betonierele să fie prevăzute cu dozatoare pentru agregate și apă.

Îndesirea (compactizarea) betoanelor este de asemenea importantă pentru obținerea unei rezistențe sporite. Această operație se realizează cu ajutorul vibratoarelor mecanice la betoanele turnate sau prin tehnologia de punere în operă la betoanele proiectate.

Pentru atingerea rezistențelor din fig. XIX.66 proporțiile de amestec pentru 1 m³ beton sînt date în tabelul XIX.26.

Tabelul XIX.26

Proporțiile de amestec pentru 1 m³ beton

Necesar		Raport de amestec	
ciment [kg]	agregate uscate [kg]	volumetric	gravimetric
500	1600	1:2...2,4	1:3,2
400	1720	1:2,7...3,2	1:4,3
350	1780	1:3,2...3,8	1:5,1
300	1830	1:3,8...4,6	1:6,1
240	1870	1:4,9...5,8	1:7,8
200	1920	1:6...7,2	1:9,6

Rezistența și priza betonului mai pot fi modificate prin: adăugarea diferitelor substanțe pentru mărirea densității betonului, reglarea prizei (acceleratori sau încetinitori de priză), majorarea porozității betoanelor supuse înghețului ș.a.

Susținerea cu beton se aplică la construcțiile miniere cu durată mare de serviciu, amplasate în zone unde nu apar presiuni dinamice și în afara zonei de influență a abatajelor.

La susținerea cu beton profilul final al lucrării miniere se alege boltit, astfel încît betonul să preia preponderent sarcini de compresiune, întrucît rezistența lui la întindere este redusă.

În lucrările cu presiuni din tavan, profilul cel mai frecvent este cu pereți dreupți și tavan boltit, așa cum este cel redat în fig. XIX.67.

În lucrările miniere amplasate la adîncimi mari sau în formațiuni geologice care dau naștere la presiuni multilaterale se recomandă susținerea cu beton avînd profil

Pentru ușurința deplasării pompa se montează pe un șasiu metalic cu roți printr-un schelet de fixare 6.

Belonarea fără cofraje se realizează prin proiectarea mortarului de ciment sau a betonului direct pe conturul lucrării, în una sau mai multe faze.

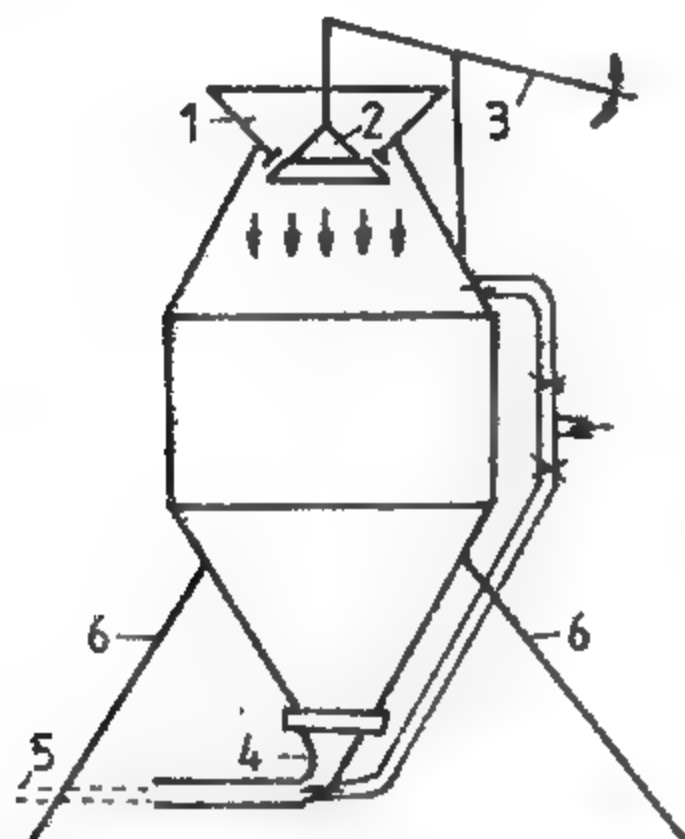


Fig. XIX.70. Pompa pneumatică unicamerală pentru transportul betonului.

Tehnologia torcretării include următoarele complexe de operații: copturirea, eurășirea suprafeței rocii cu ajutorul unui jet de aer comprimat sau apă, umectarea rocii și proiectarea betonului.

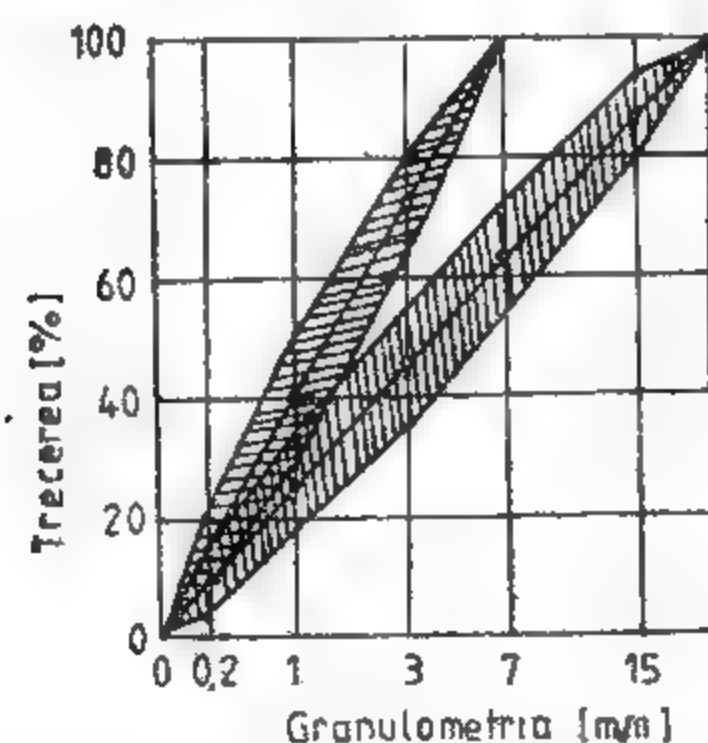


Fig. XIX.71. Curbe granulometrice pentru mortare și betoane.

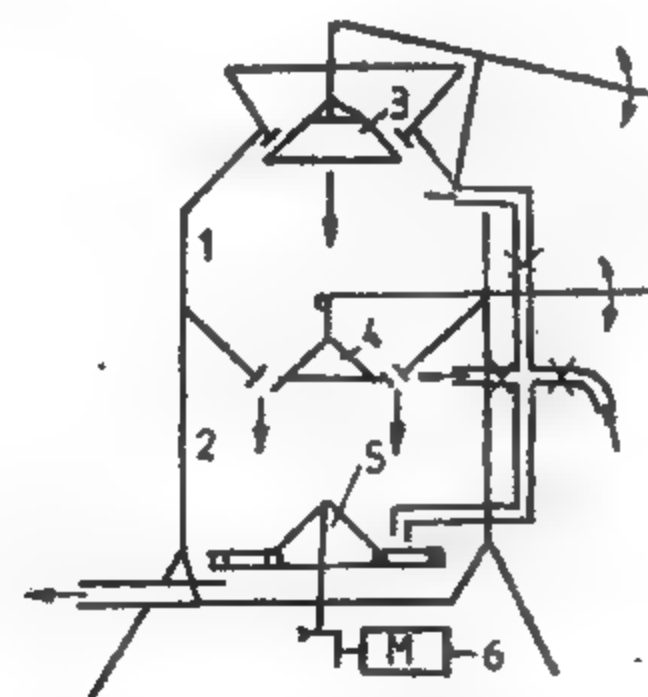


Fig. XIX.72. Pompa pneumatică bicamerală pentru transportul betonului.

Mortarul de ciment și betonul proiectat izolează rocile de acțiunea agenților atmosferici, consolidează rocile de pe conturul lucrării făcându-le să lucreze ca un zid continuu la sarcinile pe care le transmit celelalte roci înconjurătoare și susține respectiv oprește pătrunderea rocilor în interiorul profilului lucrării.

Torcretarea este procesul de proiectare a mortarului de ciment gras pe suprafața profilului lucrării miniere.

Cimentul folosit la torcretare trebuie să fie de calitate superioară și dozat în funcție de granulația nisipului în raport 1:2...1:4.

Raportul apă ciment se reglează în timpul lucrului și are valori de 0,3—0,35.

Nisipul pentru torcretare și pietrișul pentru betonare fără cofraje trebuie să conțină particule de diferite dimensiuni, dozate corespunzător pentru a obține un consum rațional de ciment și o rezistență mare a betonului proiectat.

În fig. XIX.71 sînt redată două curbe granulometrice pentru agregate (nisip și pietriș) utilizate la formarea amestecurilor pentru mortare și betoane proiectate cu agregate de 7 și 5 mm diametru.

Proiectarea amestecului se realizează cu ajutorul mașinilor de torcretat care împing amestecul pe un furtun pînă la duza de proiectare.

Mașinile de torcretat pot fi cu acțiune continuă sau discontinuă, pentru amestec uscat cînd apa se adaugă la duza de proiectare, sau pentru amestec gata preparat.

Mașinile de torcretat cu acțiune discontinuă nu diferă de pompa pneumatică pentru betonare descrisă anterior.

O mașină de torcretat cu acțiune continuă (fig. XIX.72) constă din două camere 1 și 2 cu capace de etanșare 3 și 4, astfel că în timp ce se evacuează materialul din camera inferioară, camera superioară poate fi încărcată.

La baza camerei inferioare se află un dozator 5 format dintr-un rotor cu buzunare acționat de un motor pneumatic sau electric 6, care reglează trimiterea amestecului pe furtunul de transport pînă la duza de proiectare unde amestecul este umezit cu apă, sub presiune. Aceste mașini de torcretat s-au construit într-o mare varietate. La noi în țară primele mașini realizate în cadrul combinatului minier Baia Mare au primit numele de MTC-1 și MTC-2 cu productivități de 3—6 m³ beton proiectat pe oră.

Un alt tip de mașină de torcretat cu acțiune continuă este cu melc vertical sau orizontal, tip Aliva BS-12 sau MTG-22, construită de „UNIO” Satu Mare (fig. XIX.73).

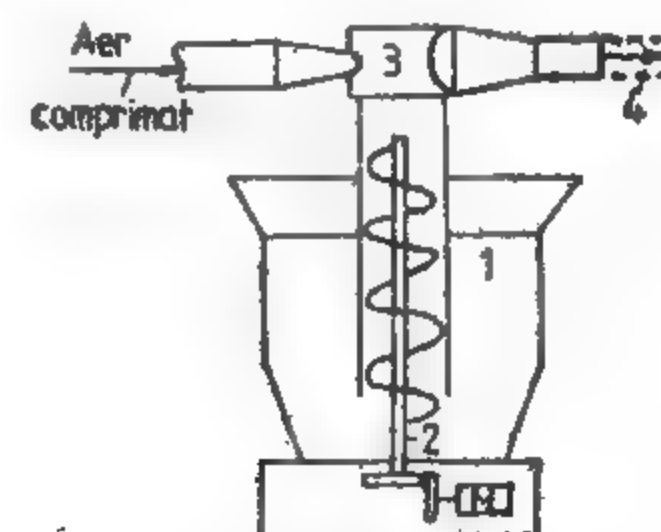


Fig. XIX.73. Pompă de beton electro-pneumatică cu dozator helicoidal vertical.

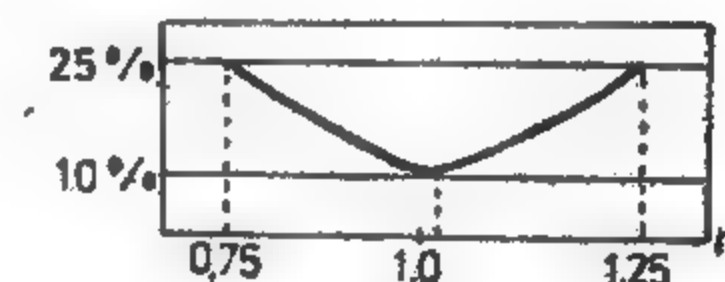


Fig. XIX.74. Valoarea (%) ricoșeului la diferite distanțe între duză și rocă.

Amestecul pregătit separat este încărcat continuu în cuva 1 de unde cade la baza cuvei și este preluat de un ax melcat 2 și ridicat pînă la capul de refulare 3, de unde este preluat de aerul comprimat și trimis pe conducta de transport 4 spre duza de proiectare, unde primește apa necesară prizei.

Duza de proiectare montată la capătul furtunului este prevăzută cu orificii pentru injectarea apei sau a aerului comprimat.

Presiunea apei se recomandă să fie mai mare cu 1—1,5 at decât presiunea aerului comprimat.

Pentru ca ricoșeul amestecului pe vatra lucrării să fie minim, proiectarea materialului trebuie să se facă sub unghi cit mai apropiat de 90° de suprafața rocii, menținînd duza la circa 1 m de rocă, distanță la care valoarea ricoșeului betonului este minimă (fig. XIX.74).

Susținerea cu prefabricate zidite a lucrărilor miniere orizontale are o mare extindere atît în minele de minereuri cit și în cele de cărbuni. Elementele prefabricate pentru zidire sînt bolțarii sau betonitele (fig. XIX.75) avînd formă paralelipipedică pentru zidiri

drepte (pereți), sub formă de pană pentru bolți de galerii, rostogoluri și puțuri sau au formă specială pentru galeriile circulare susținute în inele de boltări.

Tehnologia de susținere cu zidărie de boltări este analoagă celei cu beton turnat. După susținerea vetrei se trece la montarea cintrelor, a cofrajelor, iar apoi la zidirea boltărilor. Boltile se zidesc pe tronsoane scurte de 0,2–0,3 m, deoarece este necesară atenție mare la închiderea lor și la umplutura care trebuie așezată în spatele zidăriei.

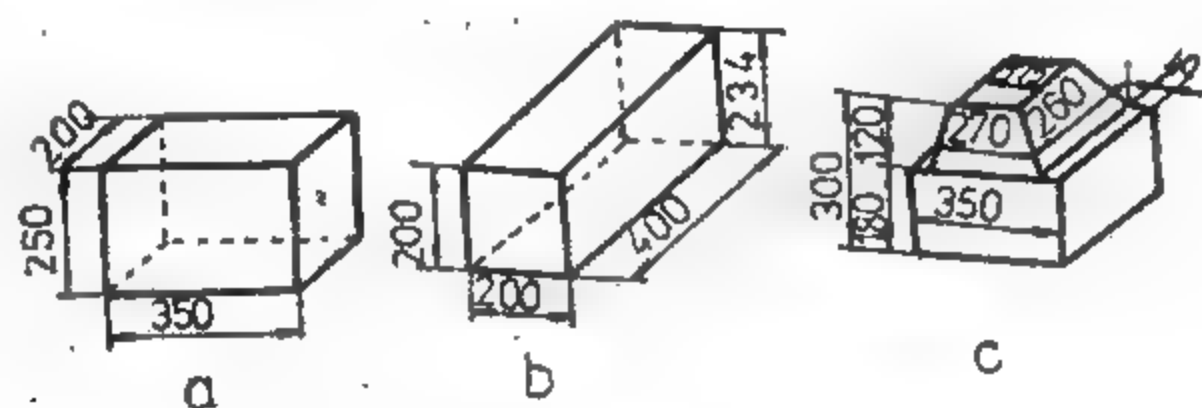


Fig. XIX.75. Boltari de mină:
a — paralelipedic; b — pană; c — special.

Pentru a realiza un oarecare grad de elasticitate a susținerii cu zidărie, între boltări se pot intercala elemente compresibile cu rezistența la compresiune mai mică decât a lor (de ex. scinduri de lemn), așa cum se observă din fig. XIX.76.

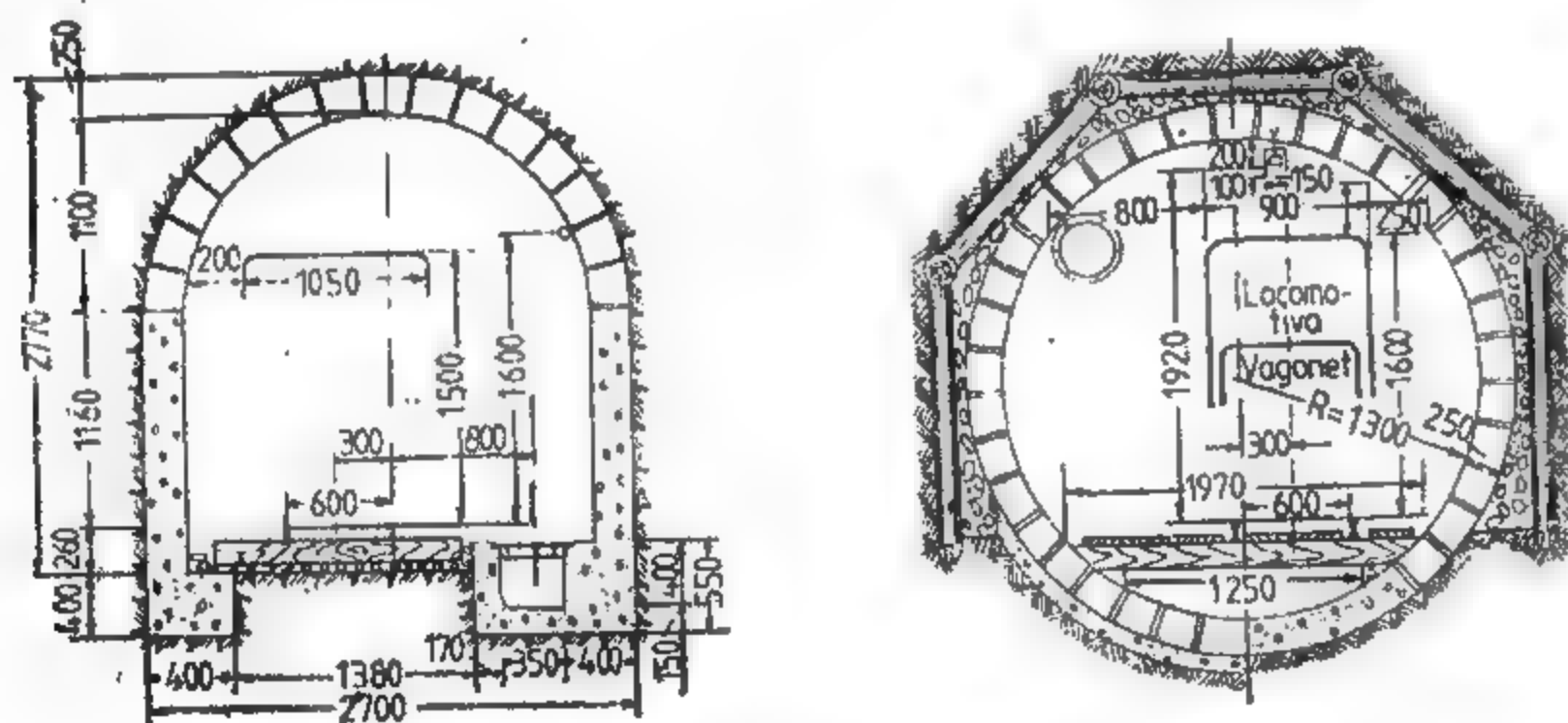


Fig. XIX.76. Galerii simple susținute cu boltari.

Pentru dimensionarea susținerii de beton se recomandă următoarele formule:
a) Pentru susținerea cu beton proiectat:

$$d = \frac{4,4 a}{3 K \sqrt{f}} \quad (2.98)$$

b) Pentru susținerea cu beton turnat și zidărie de beton:

$$d = \frac{4,4 a}{3 K \sqrt{f}} \quad (2.99)$$

unde: d este grosimea bolții, cm;

a — semideschiderea arcului de boltă, cm;

K — rezistența admisibilă la compresiune a materialului pentru susținere,

$$\text{daN/cm}^2; \quad K = \frac{R_c}{c};$$

R_c — rezistența la compresiune a betonului, daN/cm²;

c — 3...5 coeficient de siguranță;

f — coeficientul de tărie al rocii din tavan, egal (aproximativ) cu a suta parte din rezistența ei la compresiune ($\sigma_c/100$).

c) Pentru susținerea cu beton turnat se recomandă și următoarea formulă statistică:

$$d = 0,1 + 0,048 a \quad [\text{m}] \quad (2.100)$$

d) Pentru susținerea cu beton turnat sau proiectat poate fi utilizată și următoarea formulă practică:

$$d = \frac{25 B}{3 C \sqrt{f}} \quad (2.101)$$

în care: C = 300...500 kg — cantitatea de ciment la 1 m³ beton;
 B — lățimea lucrării miniere.

Cadrelor prefabricate din beton armat se folosesc la susținerea galeriilor în care presiunea minieră se dezvoltă la scurt timp după derocare. În acest scop s-au realizat cadre din 3, 4, 5 și mai multe elemente drepte sau curbate de beton armat care se îmbină fie cap la cap, fie intercalându-se între capete bucăți de lemn rotund atunci când se urmărește să aibă oarecare elasticitate (fig. XIX.77).



Fig. XIX.77. Scheme de susținere cu cadre prefabricate din beton armat.

Cu aceste elemente se obțin productivități mari la susținere dar cu toate acestea ele n-au o extindere prea mare întrucât sînt foarte grele și pînă în prezent nu s-a reușit mecanizarea complexă a montării lor.

Susținerea metalică. Construcțiile de susținere din oțeluri aliate de calitate superioară s-au extins destul de mult datorită avantajelor concretizate în: rezistență mare, grad de prefabricare ridicat, productivitate mare la montare, și posibilități multiple de recuperare, recondiționare și re folosire.

Oțelurile pentru susținerea lucrărilor miniere de deschidere și pregătire au rezistență la rupere de 70–90 daN/mm²; limita de curgere de 52–62 daN/mm² și se laminează sub diferite forme geometrice ca: I, U și înă, dublu I, dublu T clopt, jgheab ș.a., având masa de 12,9–53 kg/m.

Cea mai mare răspândire la susținerea lucrărilor miniere o au profilele de tip clopt și cele de tip jgheab, cunoscute sub denumirea de profile TH (Toussaint-Heintzmann).

În țara noastră C.S. Hunedoara laminează profilele: AM-22 din OL-60, SG-18 și SG-23 din oțel C-43, redată în fig. XIX.78.

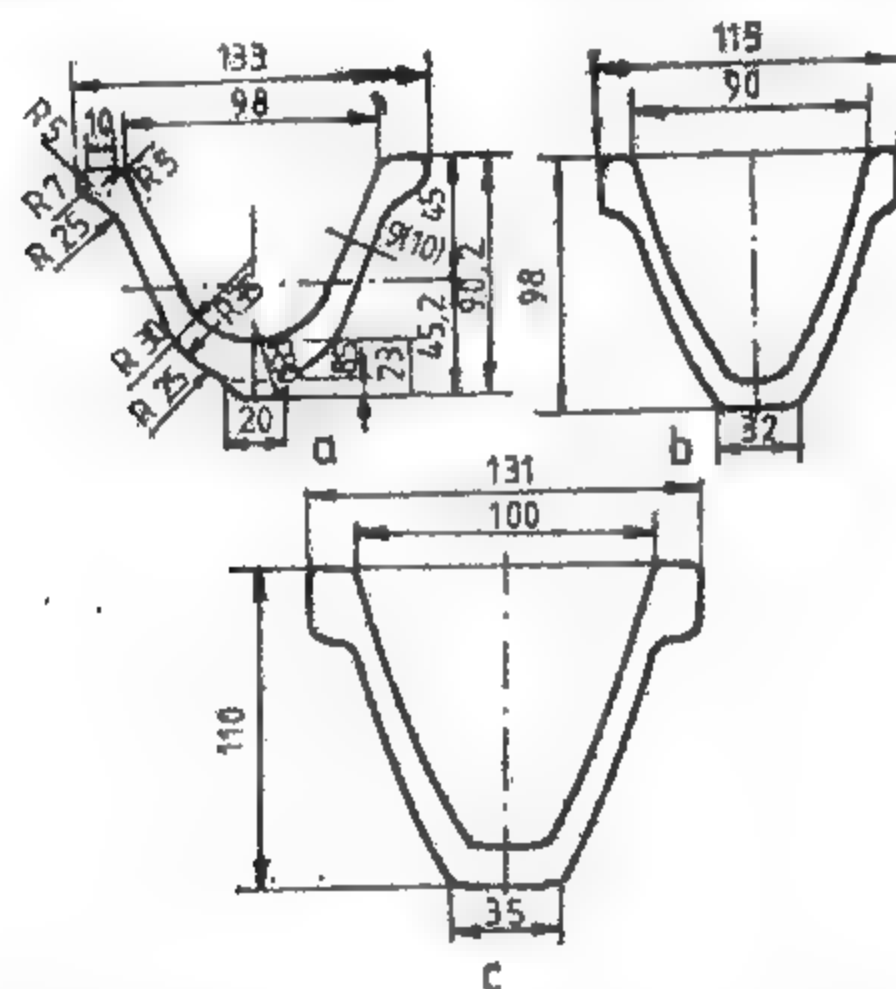


Fig. XIX.78. Profile din oțel pentru susținerea galeriilor:

a – AM-22; b – SG-18; c – SG-23.

Curbele de deformare pentru aceste profile laminate sînt redată în fig. XIX.79. Caracteristicile mecanice ale profilelor AM și SG sînt redată în tabelul XIX.27. Ca dezavantaje ale oțelurilor aliate se evidențiază faptul că în mediul corosiv din subteran ruginesc, reducîndu-și treptat secțiunea (deci și rezistența) și faptul că, pentru țara noastră, oțelul fiind energointensiv și deficitar trebuie consumat cu atenție și numai acolo unde nu pot fi aplicate alte tipuri de susținere.

Cadrele de susținere din profile laminate se realizează din 2–4 elemente curbate sau mai rar drepte, care se assemblează la locul de montare cu ajutorul unor bride sau cu eclise și șuruburi.

În funcție de particularitățile constructive care condiționează comportarea lor sub influența presiunii miniere, cadrele de susținere din profile metalice pot fi elastice sau rigide.

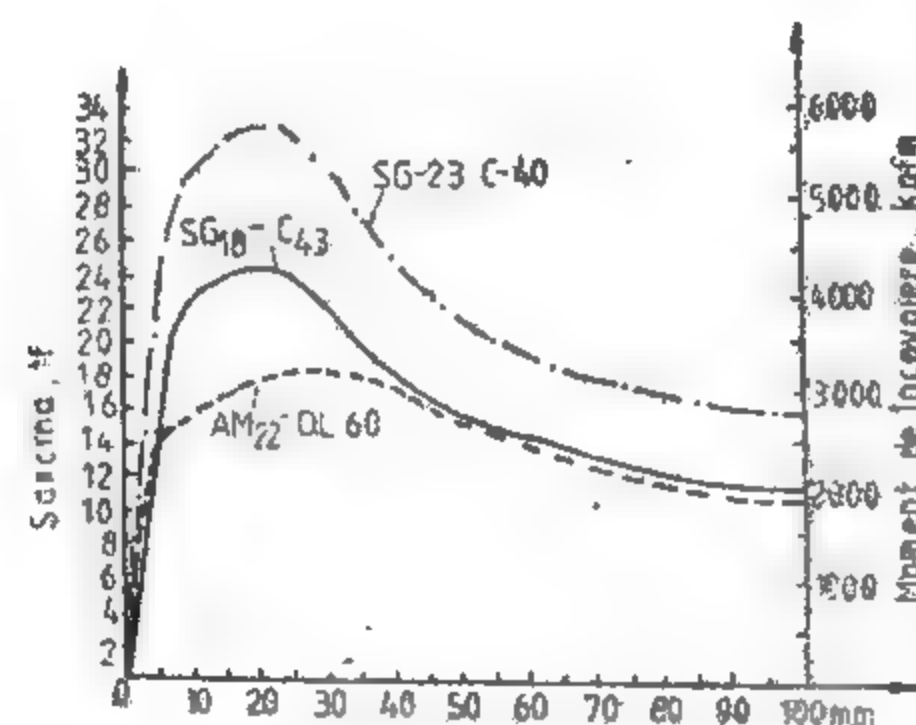


Fig. XIX.79. Curbele de deformare ale profilelor laminate.

Tabelul XIX.27

Caracteristicile profilelor metalice AM și SG

Profilul	Secțiunea [cm ²]	Masa [kg/m]	I_x [cm ⁴]	W_x [cm ³]	I_y [cm ⁴]	W_y [cm ³]
AM-22	27,40	21,5	195,4	43,1	290	44
SG-18	23,34	18,2	229,84	47	299,25	50,6
SG-23	29,90	23,30	379,0	67	461,1	71,3

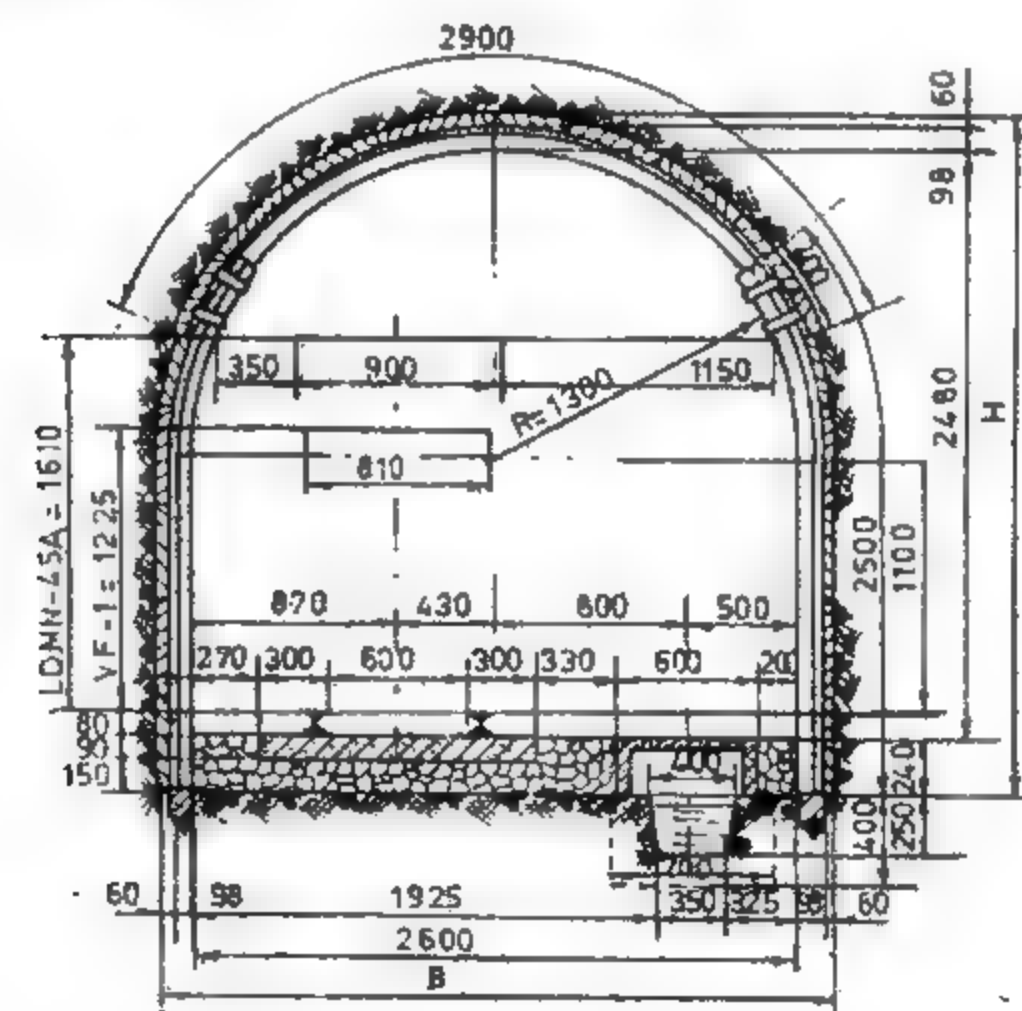
Susținerea elastică se realizează din 2–3 elemente pentru galeriile cu tavan boltit și din 4 elemente egale pentru galeriile cu profil circular.

În fig. XIX.80 și XIX.81 sînt redată monografiile pentru două din profilele tipizate cu susținere metalică: galeria simplă cu tavan boltit GSM₁ – 5,4 și galeria simplă circulară GSM_c – 4,6.

Elementele cadrului de susținere se suprapun pe o porțiune de 30–40 cm și se string cu bride sau coliere, așa cum se observă din fig. XIX.82.

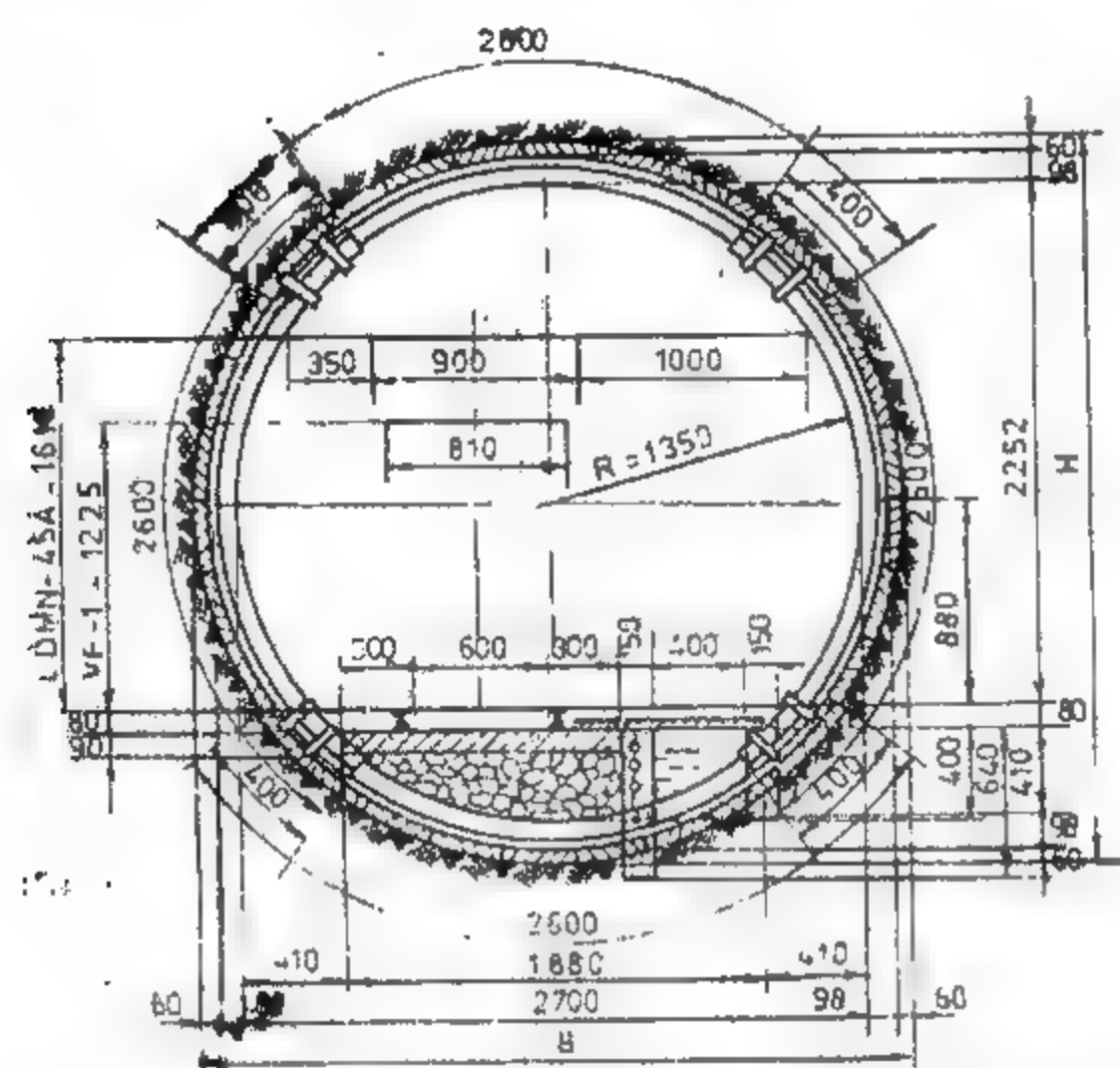
Asamblarea elementelor cadrului prin suprapunere și stringerea cu bride face posibilă culisarea acestora cu pînă la 35 cm, în funcție de gradul de stringere a piulițelor și astfel, după montare, la presiuni de 50–100 kN/m², cadrul este elastic, respectiv cedează sub sarcină statică mare ori la presiuni dinamice.

Pentru a se asigura stabilitatea cadrelor față de solicitările complexe ale presiunilor și față de efectele dinamice ale exploziilor, acestea se leagă între ele prin stringători din oțel.



PARAMETRII SI U/M	TĂRIA ROCII		
	T	ST	M
S1 m ²	5,4	5,4	5,4
S3 m ²	7,7	7,7	7,7
B mm	2916	2916	2916
H mm	2898	2898	2898
P m	9,1	9,1	9,1
CA mm	1000	800	500

Fig. XIX.80. Galerie simplă cu tavan boltit susținută cu metal GSM_{1a} – 5,4.



PARAMETRU și U/M	TĂRIA ROCII		
	T	ST	M
S1 m ²	4,60	4,60	4,60
S3 m ²	7,30	7,30	7,30
S4 m ²	0,156	0,156	0,156
B mm	3016	3016	3016
H mm	3058	3058	3058
CA mm	1000	800	500
P m	8,22	8,22	8,22

Fig. XIX.81. Galerie simplă circulară susținută cu inele metalice GSM — 4, 6.

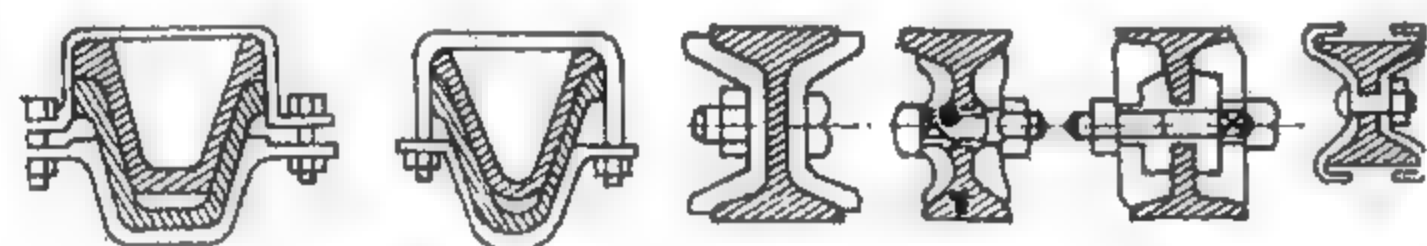


Fig. XIX.82. Bride și colicre de stringere a profilelor metalice.

La noi în țară s-au tipizat cadre de armare metalică TH din 3 și 4 elemente simetrice având următoarele caracteristici (tabelul XIX.28).

Pentru condiții deosebite s-au construit însă o întreagă gamă de armături, pentru galerii, atât simetrice cât și asimetrice.

Susținerile metalice de construcție rigidă se execută din profile Pokal, dublu T, șine de cale ferată ș.a. având caracteristic faptul că elementele de susținere se pun cap la cap, iar apoi se solidarizează cu eclise și șuruburi.

Pentru oprirea căderii rocilor între cadrele metalice, pereții și tavanul galeriei se bandajează cu material lemnos, cu tablă metalică (striată, plină-ondulată), împletitură de sîrmă, prefabricate din beton armat, plasă din materiale plastice ș.a.

În funcție de profilul lucrării miniere, susținerea metalică poate prelua sarcini din tavan, tavan și pereții laterali sau tavan, pereți și vatră. Mărimea efortului axial, în kN, la care rezistă un cadru dintr-un profil TH cu masa de n kg/m este de (13...15) m.

După montare, cadrele metalice se controlează zilnic, asigurînd stringerea periodică a piulițelor de la bride, slăbirea piulițelor în cazurile cînd se dorește o glisare oarecare a elementelor cadrului sub sarcini mari, și poziționarea corectă a distanțierelor.

Tabelul XIX. 28

Cadre metalice TH pentru susținerea galeriilor

Specificare	Secțiunea galeriei [m ²]		Dimensiunile elem. cadrului [mm]		
	săpare	liberă	grindă	stîlp	suprapus
TH-2	4,82	3,90	2700	1750	400
TH-3	6,18	4,47	2700	2170	400
TH-4	7,4	5,49	3050	2290	400
TH-5	11,3	7,60	3200	2720	400
TH-6	12,5	10,6	3250	3250	400
TH-1	4,2	3,01	2040	circular	400

Susținerea metalică se realizează cu cheltuieli mari și, de aceea, se impune recuperarea, recondiționarea și re folosirea cadrelor din lucrările cu durată mică de serviciu.

Susținerea cu ancore. Ancorele sînt tije confecționate din oțel, mase plastice sau lemn presat care se înșepenesc în găuri de mină perforate în rocile din jurul lucrărilor miniere pentru a mări capacitatea de susținere și autoportanța acestora. Tijele de ancorare sînt fixate în găurile de mină printr-un sistem de fixare, iar la capătul care rămîne afară din gaură au o plăcuță de bază și un șurub de stringere.

Cu ajutorul lor pachetul de roci situate între punctul de fixare și cel de stringere este comprimat sau consolidat. Zona consolidată preia presiunea minieră, iar masivul ancorat devine autoportant.

După modul de fixare ancorele pot fi: cu cap de expandare sau cimentate. Sistemul de fixare al ancorelor cu expandare poate fi cu pană sau cu cochilie.

Ancorele cu pană (fig. XIX.83) sînt construite dintr-o tijă cu diametrul de 25—30 mm, care la un capăt are o despicătură pe o lungime de 15—20 cm pentru a face loc penei, iar la celălalt capăt este filetată pe o lungime de 15—20 cm.

Pana se introduce în despicătura tijei, apoi împreună cu tija se introduce în gaură pînă cînd pana se sprijină pe fundul găurii. Apoi tija se bate la capul exterior și prin deplasarea ei spre fundul găurii pana pătrunde mai mult în făgașul tijei deschizînd fălcile acestuia care string puternic în pereții găurii.

Pe capătul filetat al tijei care rămîne afară din gaura de ancorare se montează o plăcuță de bază și cu ajutorul unei piulițe se stringe de peretele lucrării miniere, cu o forță de pretensionare de 40—80 kN. Această pretensionare a tijei verifică și fixarea în gaură.

Ancorele cu cochilie, al căror principiu de funcționare se observă din fig. XIX.84, au caracteristic faptul că pentru fixarea tijei în fundul găurii se folosește o cochilie separată de tijă. Fălcile cochiliei cu tăieturi pe generatoare sînt depiscate de o pană tronconică ce se înfige prin înșurubarea tijei.

O bună împănare se realizează la o diferență între diametrul găurii și al tijei de 8—9 mm. Capacitatea portantă a ancorelor cu expandare se verifică prin încercări de smulgere și variază între 50—100 kN.

Ancorele cu leac de expandare, utilizate frecvent la montaje subterane de scurtă durată, nu necesită corespondență între lungimea ancorei și a găurii de mină și pot

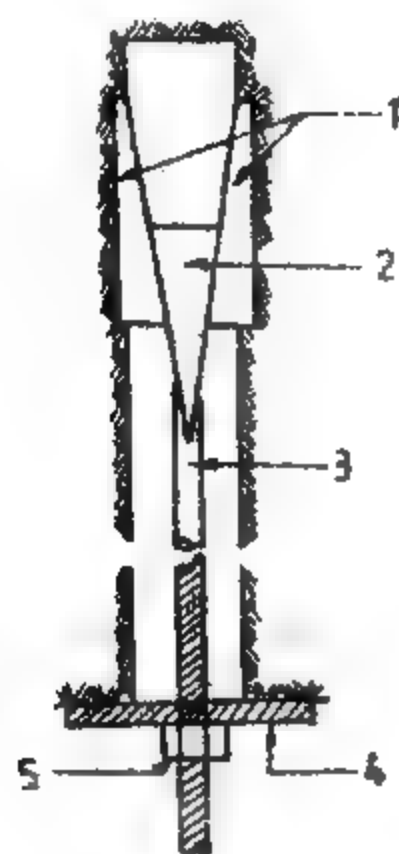


Fig. XIX.83. Principiul ancorelor cu pană:

1 — făci; 2 — pană; 3 — tijă; 4 — plăcuță; 5 — piuliță.

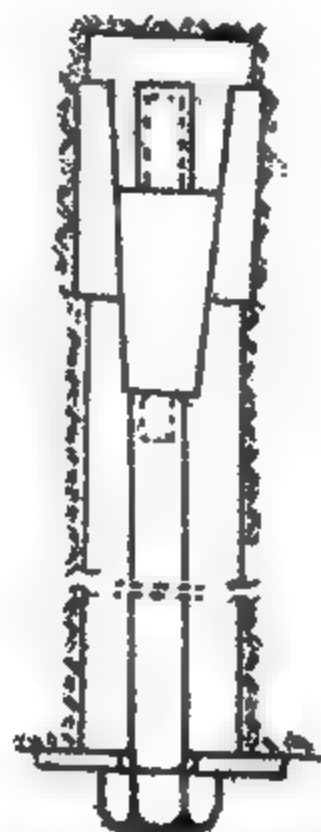


Fig. XIX.84. Principiul ancorelor cu cochilie.

fi recuperate integral. Pentru plantarea unei astfel de ancore (fig. XIX.85) tija care la unul din capete are sudată o pană tronconică se introduce într-o țevă de oțel cu tăieturi de 15—20 cm pe 4—6 generatoare. După ce țeava împreună cu tija se introduce în gaura de ancorare, pe capul filetat al tijei se introduce plăcuța de bază și se strânge cu o piuliță.

La recuperare se desface piulița și se bate tija înspre fundul găurii, slăbind împănarea pentru revenirea elastică a fălcilor țevii.

Ancorele cimentate realizează aderența între tija și pereții găurii pe întreaga lungime sau numai pe o porțiune. După modul de introducere a mortarului de ciment în gaură se disting două procedee și anume: Injecto și Perfo.

La procedeul *Injecto* (fig. XIX.86) înainte de introducerea tijei de oțel gaura de ancorare se umple cu mortar cu ajutorul unei pompe manuale de tip seringă sau o pompă pneumatică.

La procedeul *Perfo*, utilizat la ancorarea rocilor poroase, puternic fisurate și chiar slab consolidate este caracteristic faptul că mortarul se introduce în recipientul de tablă de oțel cu perforații. În interiorul recipientului introdus în gaură se înfige tija de ancorare. Mortarul refulează parțial în exterior umplind complet spațiul între tija și pereți (fig. XIX.87).

Ancorele fixare cu rășini sintetice. Rășinile sintetice au proprietăți mecanice superioare mortarului de ciment, se întăresc mai repede și nu sunt degradate de apele de infiltrație. Ele se introduc în capsule bicesuport care conțin o rășină poliesterică și un catalizator cu agent de întărire. Capsulele se introduc în gaura de mină apoi prin înfigerea tijei se desfac și astfel cele două substanțe intră în reacție de polimerizare.

Un alt sistem utilizat constă în amestecarea substanțelor și refularea lor în gaura de mină asemănător cu procedeul descris la ancorele injector.

La circa 48 de ore după reacția de polimerizare rășinile sintetice au rezistență specifică de pînă la 500—600 daN/cm² la întindere, 450—500 daN/cm² la încovoiere și 1400—1500 daN/cm² la compresiune.

Din punct de vedere tehnic aceste ancore sînt foarte convenabile însă, fiind de dată mai recentă, încă sînt constisitoare.

Procedeele de susținere ancorată. Susținerea ancorată poate fi considerată drept o susținere elastică cu rezistență crescîndă, care nu reazemă pe vatra lucrării miniere ci pe rocile din zona care în practică nu se deformează. Înzemîndu-se pe rocile din zona

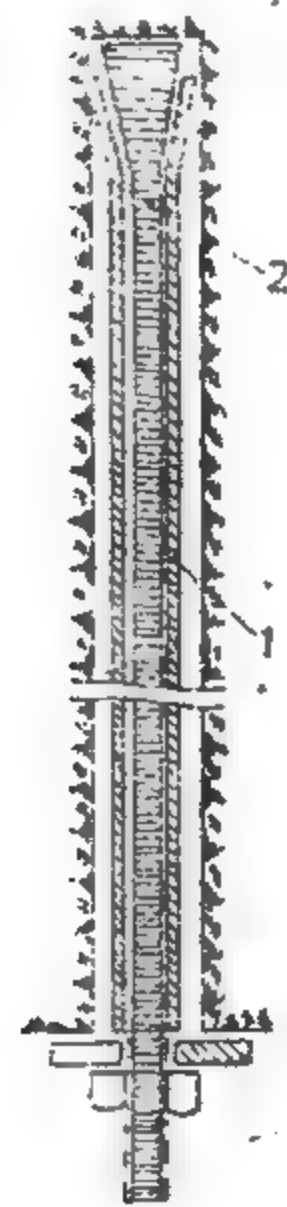


Fig. XIX.85. Principiul ancorelor cu core cimentate după procedeul de expansiune: 1 — țevă despăcată pe generatoare pentru expansiunea capului; 2 — tija cu pană conică.

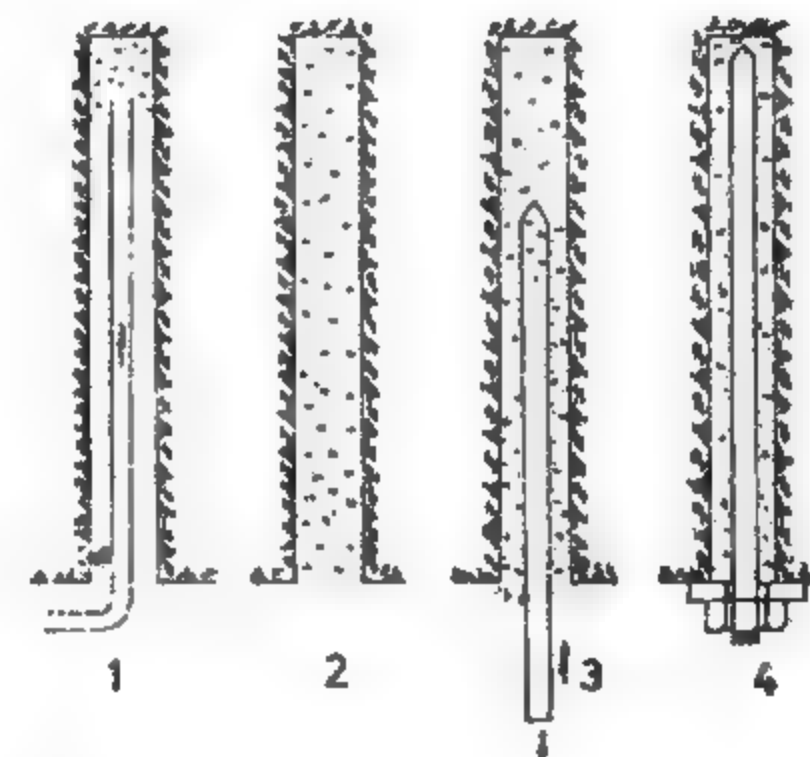


Fig. XIX.86. Montarea unei ancore cu core cimentate după procedeul *Injecto*.

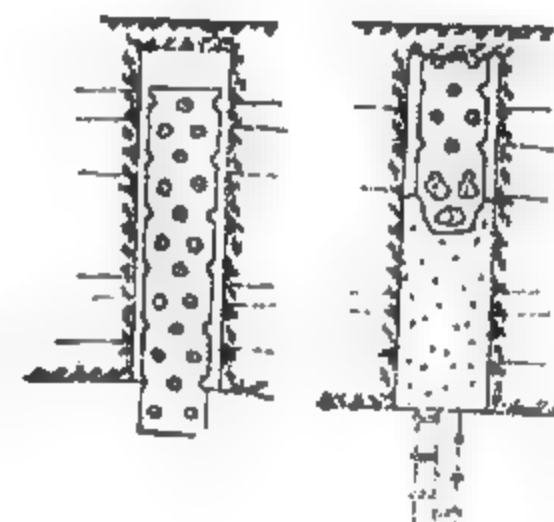


Fig. XIX.87. Montarea unei ancore cimentate după procedeul *Perfo*.

elastică, ancorele ajută rocile — susceptibile de fisurare sau prăbușire — să formeze cu rocile din zona elastică un masiv autoportant. În același timp, oricare ar fi deformațiile, ancorele introduc în echilibrul masivului de roci reacțiuni constante.

Concretizînd cele de mai sus, susținerii ancorate i se pot atribui următoarele roluri:

- întărirea pereților galeriei sau a unui pilier (fig. XIX.88, a);
- consolidarea rocilor cu clivaj (fig. XIX.88, b). Montînd ancorele aproape perpendicular pe planele de clivaj și pretensionîndu-le se mărește frecarea și se împiedică alunecarea rocilor de-a lungul planurilor de clivaj;
- eliminarea tensiunilor periculoase din tavan. În astfel de cazuri (fig. XIX.88, c) ancorele din cheia bolții se dispun înclinat, pentru a introduce în tavan tensiuni normale de compresiune și tensiuni tangențiale de sens contrar celor din masivul neancorat;

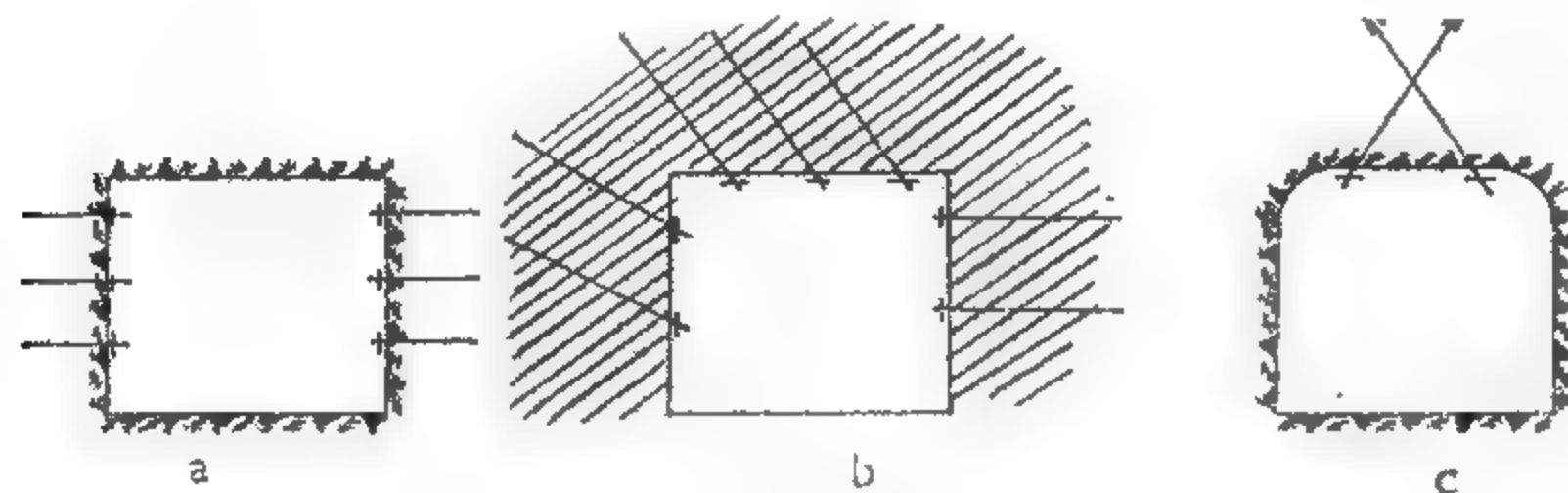


Fig. XIX.88. Scheme de ancorare pentru galerii.

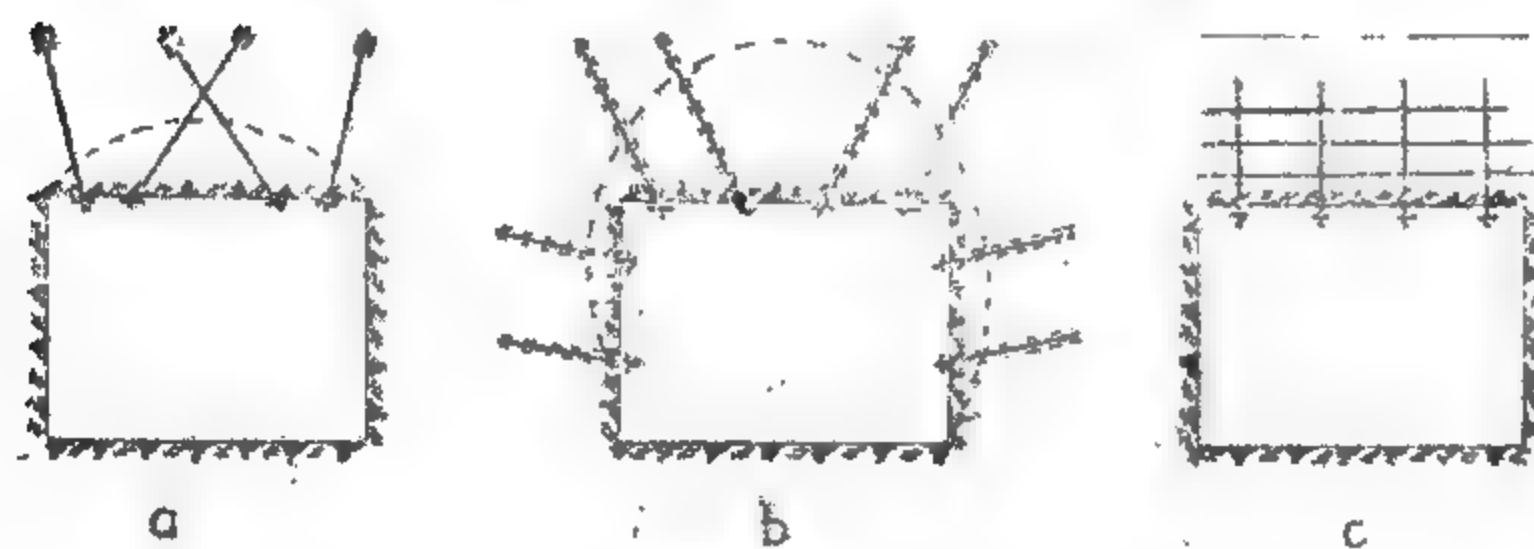


Fig. XIX.89. Schema de ancorare pentru:

a - galerii cu tavan drept; b - consolidarea rocilor când bolta este extinsă; c - tavan stratificat.

— întărirea rigidității tavanului stratificat. În cazul când în tavanul lucrării se găsește un pachet de strate atunci desprinderea celor inferioare se poate opri ancorin în-le de acoperișul principal, așa cum se observă din fig. XIX. 89, c;

— consolidarea rocilor fisurate și dislocate (fig. XIX. 89, a și b). În cazul când fisurile depășesc lungimea ancorelor, ancorele cimentate pe întreaga lungime sînt singurele care dau satisfacții, întrucît nu au nici un joc între tijă și pereții găurii.

De aceea în cazul rocilor fisurate și dislocate se folosesc ancore de lungimi mai mari decît obișnuite, cimentate pe întreaga lor lungime și dispuse radial, așa cum se observă și din fig. XIX. 90.

Calculul parametrilor susținerii ancore a lucrărilor miniere orizontale pornește de la presupunerea că rocile din interiorul bolții de echilibru natural au tendința de a se desprinde de restul masivului sub acțiunea greutății proprii.

Admițînd valabilitatea largă a acestei ipoteze, s-au elaborat mai multe formule pentru calculul parametrilor susținerii ancore și în urma testării fișcăreia s-au reținut cele redată în tabelul XIX.29.

Referitor la aplicarea acestor formule, în activitatea de proiectare se fac următoarele precizări:

1) la calculul numărului de ancore pe un rînd; zecimalele se rotunjesc în plus la 0,5 sau la întreg;

2) dacă numărul de ancore pe un rînd rezultă întreg, ancorele se plantează pe șiruri paralele cu axa lucrării astfel:

Tabelul XIX.29

Dimensionarea susținerii ancore

Parametrul	Formula de calcul	Semnificația termenilor din formulă
Lungimea ancorei	$L = l_f + h_b + k$	$l_f = 0,5 \dots 0,8$ m — adîncimea de fixare în acoperișul de bază; h_b — înălțimea bolții; $k = 0,15 \dots 0,20$ m — lungimea tijei rămasă afară din gaură
Diametrul minim al tijei	$d \geq 1,5 \sqrt{\frac{N + S \cdot g \cdot \gamma_a}{\sigma_t}}$	N — forța de smulgere a tijei; S — suprafața de tavan ce revine unei ancore; g — grosimea stratului care se surpă; γ_a — greutatea specifică aparentă a rocilor ancorate; σ_t — rezistența admis. la tracțiune a materialului tijei; α — semideschiderea lucrării
Pentru ancore de cimentare	$d \geq \frac{a}{100}$	
Distanța între rîndurile de ancorare	$l = 0,8 \sqrt{\frac{f}{a}}$	f — coeficient de tărie a rocilor după scara Protodikonov
Numărul de ancore pe un rînd	$N_t = 2,5 \sqrt{\frac{P}{l}}$ $N'_t = 3,5 \sqrt{\frac{a}{l}}$	P — perimetrul ancorat; l — distanța între rîndurile de ancorare; N'_t — numărul de ancore pe un rînd, pentru ancorarea numai a tavanului
Număr de ancore pentru 1 m lucrare	$N_s = \frac{N_t}{l}$	
Suprafața ce revine unei ancore, m ²	$S = \frac{P}{N_s}$ sau $S = \frac{P_1}{N_t}$ $S = \frac{F_p}{c \cdot g}$	F_p — portanța unei ancore

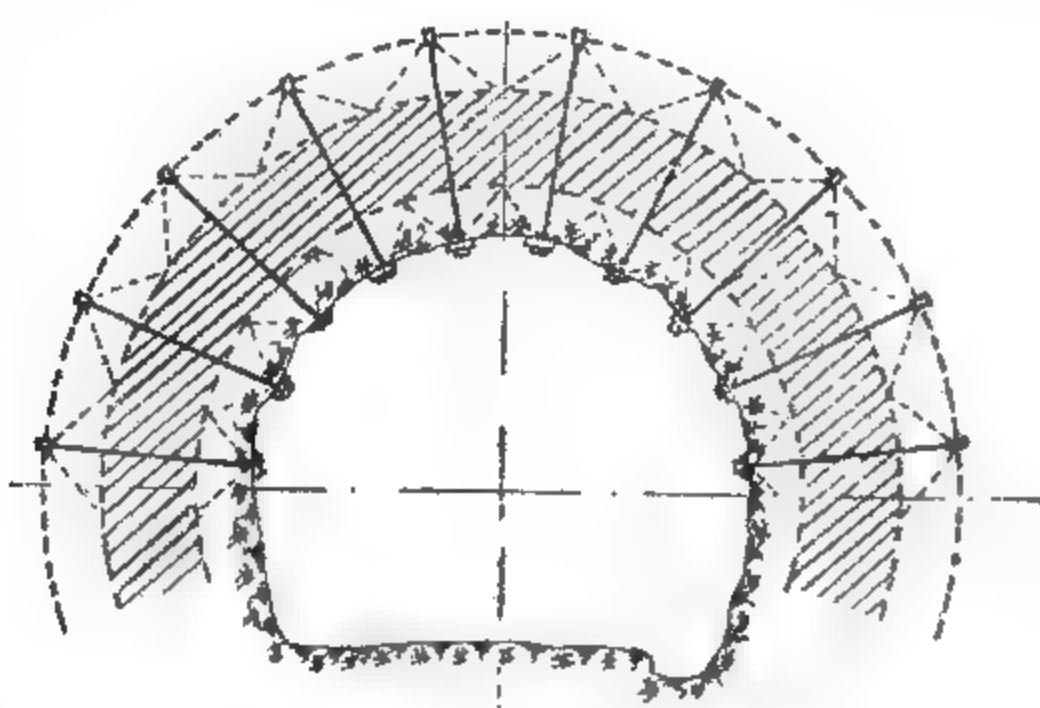


Fig. XIX.90. Ancorarea unei lucrări miniere cu secțiune mare.

— în situația unui număr impar de ancore pe un rând, un fir de ancore se plantează pe linia mediană a tavanului, iar celelalte șiruri după linii paralele și simetrice (fig. XIX.91, a);

— în situația unui număr par de ancore pe un rând, șirurile sunt paralele și simetrice față de un plan vertical ce trece prin linia mediană a tavanului (fig. XIX.91, b);

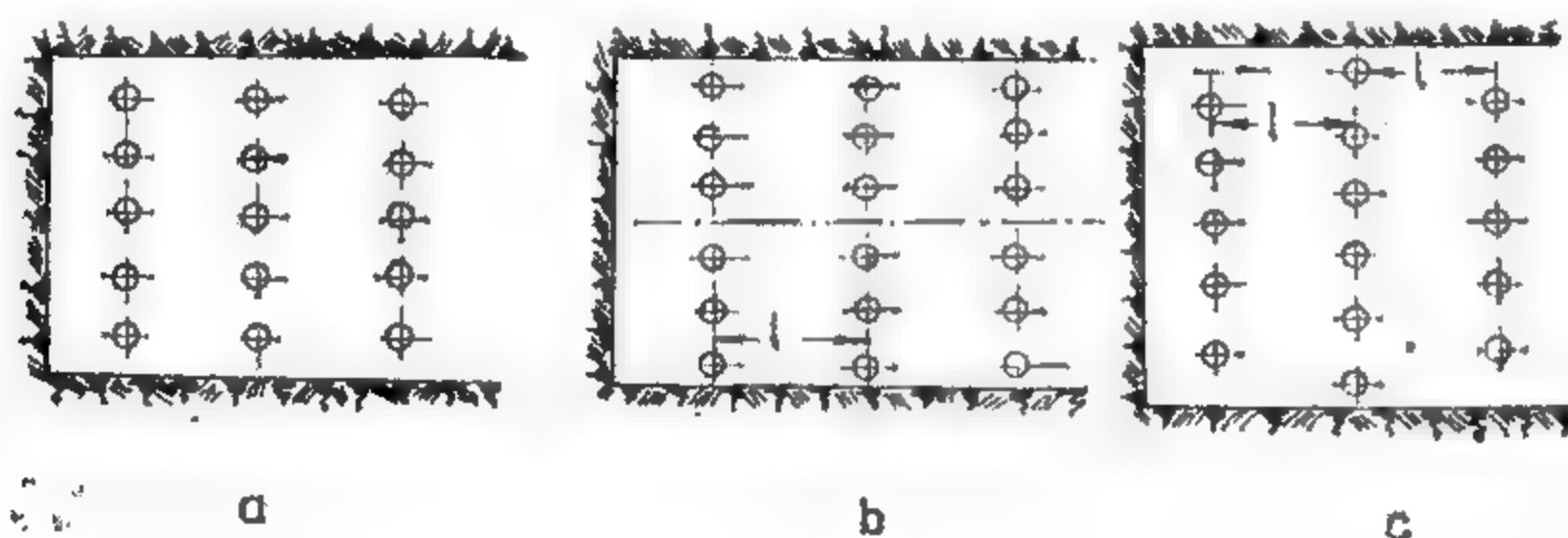


Fig. XIX.91. Amplasarea ancorelor pe tavanul galeriei.

3) dacă numărul de ancore pe un rând rezultă cu zecimale, atunci pe un rând se amplasează un număr impar de ancore, iar pe rândul următor un număr par de ancore, după regulile prezentate mai sus (fig. XIX.91, c).

Susțineri combinate. Susținerea combinată se aplică celor mai variate roci, cu consecințe favorabile asupra creșterii autoportanței acestora, a stabilității pe durată mare de serviciu și a economisirii materialelor.

Susținerea portantă care reazemă pe vatra lucrării miniere se pot combina în diverse variante constructive și anume: pereți din beton sau zidărie de bolțari și grinzi din lemn, oțel sau PBA; stâlpi de beton la pereți, grinzi longitudinale la nivelul tavanului și grinzi transversale; stâlpi prefabricați din beton și grinzi metalice ș.a.

Susținerea autoportantă care preponderent reazemă pe pereții lucrării se pot combina într-o mare varietate constructivă, inclusiv cu susținerea portantă. În lucrările

miniere cu pereți stabili, unde este necesar să se susțină numai tavanul, se pot aplica: susținerea cu grinzi suspendate pe două ancore. În rocile consistente fisurate în urma lucrărilor de impușcare se poate aplica un strat de 3—5 cm de torcret sau plasă metalică și torcret, plasa armând suplimentar torcretul. Dacă fisurile sunt mai pronunțate și de profunzime, rocile se ancorează și apoi se acoperă cu torcret sau plasă și torcret, realizându-se combinația ancore + torcret sau ancore, plasă metalică și torcret.

Rocile puternic fisurate și dislocate pot fi stabilizate inițial cu o susținere portantă din cadre metalice și bandajare cu plasă de sîrmă, apoi o consolidare suplimentară cu ancore cimentate cu mortar de ciment sau rășini sintetice, iar la sfîrșit un strat de beton proiectat sau turnat care înbracă armătura portantă și leagă între ele bucățile de rocă cu tendința de despărțire.

Ancorele cimentate combinate cu profile metalice dau rezultate bune și la combaterea fenomenului de umflare a rocilor din vatră sau pereți. Rezultate bune s-au obținut la susținerea excavațiilor mari (camere de mașini, uzine subterane ș.a) cu ancore cimentate, cadre metalice din profile rigide asamblabile și beton proiectat.

În general, combinarea tipurilor de susținere simplifică tehnologia, crește gradul de prefabricare, permite mecanizarea avansată și reduce cheltuielile de susținere a lucrărilor miniere.

Considerații economice privind tipurile de susținere. Consumul unor cantități mari de materiale pentru susținere din care unele pot fi valorificate superior (lemnul, oțelul), altele sînt energointensive (cimentul, oțelul, masele plastice), iar altele deficitare face ca preocupările pentru găsirea unor noi tipuri de susținere să stea în centrul atenției celor ce muncesc în ramura extractivă.

Lemnul este tot mai mult înlocuit cu beton sau metal.

Cadrele de susținere din oțeluri aliate au rezistență mare, se montează repede, se recuperează și recondiționează relativ ușor însă se realizează cu consum mare de metal și cu cheltuieli materiale mari, iar în mediul corosiv din subteran își micșorează secțiunea, deci și portanța.

Susținerea cu beton turnat sau zidărie de bolțari are durată de serviciu mare iar cheltuielile de întreținere sînt mici, însă presupune executarea unei susțineri provizorii imediat după săpare, iar cînd se execută betonarea, în locul susținerii, provizoriu, se montează cofrajul pentru reținerea centurii de beton sau a zidăriei pînă la întărirea betobului respectiv a mortarului de legătură a zidăriei.

Dacă presiunea minieră se manifestă chiar în perioada prizei betonului, susținerea poate fi compromisă, fiind necesară demolarea ei și reconstruirea alteia în același loc.

Tehnologia de execuție destul de complicată, volumul mare de muncă fizică, consumul mare de beton, precum și faptul că ocupă o mare parte din secțiunea de săpare a galeriei, determină costurile ridicate ale acestei susțineri.

Susținerea cu beton proiectat permite ca grosimea stratului să fie mai redusă decît grosimea betonului turnat și vibrat, reducîndu-se corespunzător și secțiunea de săpare. Pe de altă parte betonul proiectat se realizează mecanizat și fără cofraj, cu productivitatea mare. Ca urmare a avantajelor pe care le prezintă betonul proiectat, independent sau în combinație cu ancore, se realizează cu cheltuieli mult mai reduse.

Susținerea ancorată se realizează cu costuri reduse, reclamă întreținere mică, mai ales la ancorele cimentate cu mortar de ciment sau cu rășini sintetice, nu impune săparea unei secțiuni decît cu puțin peste cea utilă și, de aceea, se preferă atunci cînd condițiile miniere permit aplicarea ei.

Din cele menționate se desprinde faptul că, la judecarea economicității, ordinea de importanță a cheltuielilor cu susținerea minieră este următoarea: întreținere, recu-

perare și refolosire, preț de achiziție, transport și montare. Pe baza acestor aspecte, la alegerea susținerii unei lucrări miniere se analizează posibilitățile de aplicare a diferitelor tipuri în următoarea ordine: ancore; ancore combinate cu plasă sau grinzi la tavan; torcret; ancore și torcret; ancore, plasă și torcret; beton monolit, cadre metalice. Lemnul nu se utilizează decât în lucrări de pregătire și la întreținerea lucrărilor vechi susținute cu lemn.

2.3.6. ORGANIZAREA MUNCII LA SĂPAREA GALERIILOR PRIN PERFORARE-ÎMPUȘCARE

Organizarea cuprinde activitățile prin care se planifică și se controlează folosirea forței de muncă și a mijloacelor materiale în frontul de lucru al galeriei pentru săparea, susținerea și amenajarea acesteia conform destinației. Tehnologia de execuție a unei galerii fiind complexă este de dorit să se manifeste o exigență sporită în alegerea oamenilor și a mijloacelor de muncă, stabilirea celor mai raționale metode de folosire a forței de muncă și a mijloacelor, repartizarea rațională a sarcinilor și coordonarea execuției.

Această activitate prin care se îmbină armonios factorii naturali, tehnici și umani are ca scop creșterea vitezei de execuție, reducerea costurilor și asigurarea unor condiții optime pentru muncitori.

Proiectarea organizării execuției unei galerii presupune parcurgerea succesivă și completă a etapelor care urmează.

1) *Adunarea bazelor de proiectare* este etapa premergătoare în care se culeg informații cu privire la: scopul și destinația lucrării; caracteristicile rocilor ce urmează a fi traversate; factorii geologici și hidrologici etc. Tot în această etapă se alege profilul, secțiunea și tehnologia de execuție, motivându-se alegerea făcută.

2) *Analiza detaliată a procesului de săpare* include detalierea modului de execuție a complexelor de operații de către echipa plasată în frontul de lucru pe durata ciclului.

Pentru *perforarea găurilor* de mină se asigură utilajele cu performanțele cele mai bune și se întocmesc instrucțiunile pentru întreținerea și exploatarea acestora.

Apoi se determină și se aleg parametrii lucrărilor de perforare-împușcare (numărul, diametrul mediu și lungimea găurilor, consumul de exploziv), se întocmesc monografia de perforare-împușcare și un tabel cu indicii tehnico-economi ai lucrărilor de perforare-împușcare.

Când există posibilitate de a introduce fie perforatoare pe coloană telescopică, fie o instalație de perforare, trebuie asigurat un echilibru rațional între cheltuieli și rezultate.

Pentru *încărcare și evacuarea materialului* împușcat se analizează posibilitățile de mecanizare, se aleg mașina de încărcat și mijlocul de evacuare (vagonet, bandă ș.a.) și se prevăd modalitățile de schimbare a mașinii de încărcat cu instalația de perforare (dacă este cazul) și a vagonetelor pline cu cele goale în spatele mașinii de încărcat.

La analiza *susținerii lucrării miniere* se face mai întâi o evaluare a presiunii rocilor asupra susținerii, după care se analizează necesitatea susținerii provizorii. Apoi se aleg materialele folosite, se stabilește metoda de susținere și recuperare a susținerii provizorii și se alege susținerea definitivă care se dimensionează și se detaliază ca mod de realizare prin monografia de susținere.

Odată cu analiza detaliată a fiecărei operații din compunerea ciclului se stabilesc și *normele compuse de timp* (om minute/unitatea de produs) pentru fiecare operație și duratele predeterminante (în minute/ciclu) ale operațiilor nerepetabile.

3) *Calculul consumului de muncă* se face pe baza volumului de muncă pentru fiecare operație, și a normei compuse de timp pentru executarea acesteia.

Consumul de muncă necesar executării complexelor de operații se determină folosind următoarele notații:

- S — secțiunea de săpare, m^2 ;
- P — pasul de înaintare, $m/ciclu$;
- L — lungimea de gaură pe 1 m înaintare, mg/m ;
- D — pasul de susținere, m ;
- K_a — coeficientul de afinare a rocii;
- n — numărul de muncitori în echipă;
- t — durata schimbului, min ;
- u — lungimea tronsonului de cale ferată care se montează deodată, m ;
- m_i — normele compuse de timp pentru operațiile repetabile, $om\ min/u. produs$;
- t_r — durata operațiilor nerepetabile, $min/ciclu$.

Formulele pentru calculul consumului de muncă sînt date în tabelul XIX.30.

Tabelul XIX. 30

Calculul consumului de muncă pe complexe de operații (om. min/ciclu)

Simbol	Complex de operații	Notații și formule de calcul
1	Perforarea găurilor	$M_1 = PL \cdot m_1$
2	Încărcarea găurilor cu exploziv și împușcarea	$M_2 = PL \cdot m_2$
3	Încărcarea și evacuarea rocii	$M_3 = \frac{PS \cdot K_a \cdot m_3}{P}$
4	Susținerea provizorie cu cadre	$M_4 = \frac{P}{D} \cdot m_4$
5	Montarea instalațiilor conexe	$M_5 = P \cdot m_5$
6	Intrarea la locul de muncă	$M_6 = n \cdot t_6$
7	Capturarea frontului și pregătirea sculelor	$M_7 = n \cdot t_7$
8	Aeraj și pauze	$M_8 = n \cdot t_8$
9	Ieșirea de la locul de muncă	$M_9 = n \cdot t_9$
10	Montarea căii ferate definitive	$M_{10} = um_0$

Consumul de muncă pentru montarea căii ferate definitive și amenajarea galeriei se va calcula separat întrucît se efectuează după o avansare a frontului galeriei de 10—15 m.

Dacă se urmărește folosirea completă a timpului de muncă și închiderea ciclului pe durata schimbului trebuie îndeplinită condiția ca timpul de muncă disponibil să fie egal cu consumul total de muncă pentru executarea tuturor complexelor de operații, respectiv:

$$n \cdot t = \sum_{i=1}^9 M_i \quad (2.102)$$

sau:

$$n \cdot t = P \left[L(m_1^* + m_2) + SK_a m_3 + \frac{m_4}{D} + m_5 \right] + n(t_6 + t_7 + t_8 + t_9) \quad (2.103)$$

Din această identitate rezultă expresiile funcțiilor algebrice pentru pasul de înaintare care poate fi realizat de o echipă formată din n muncitori respectiv pentru numărul de muncitori necesari să realizeze pasul de înaintare P .

$$P = \frac{n[t - (t_6 + t_7 + t_8 + t_9)]}{L(m_1 + m_2) + SK_a m_3 + \frac{m_4}{D} + m_5} \quad \text{[m/ciclu]} \quad (2.104)$$

respectiv :

$$n = \frac{P \left[L(m_1 + m_2) + SK_a m_3 + \frac{m_4}{D} + m_5 \right]}{t - (t_6 + t_7 + t_8 + t_9)} \quad \text{[om/ciclu]} \quad (2.105)$$

Pentru pasul de înaintare rezultat ca optim se calculează volumele de lucrări și consumul de muncă necesare executării fiecărei operații, iar pe baza consumurilor de muncă obținute se întocmește apoi *graficul de organizare a execuției lucrării* (fig. XIX.92) care cuprinde un *grafic al consumului de muncă* și o *ciclogramă*. În *graficul consumului*

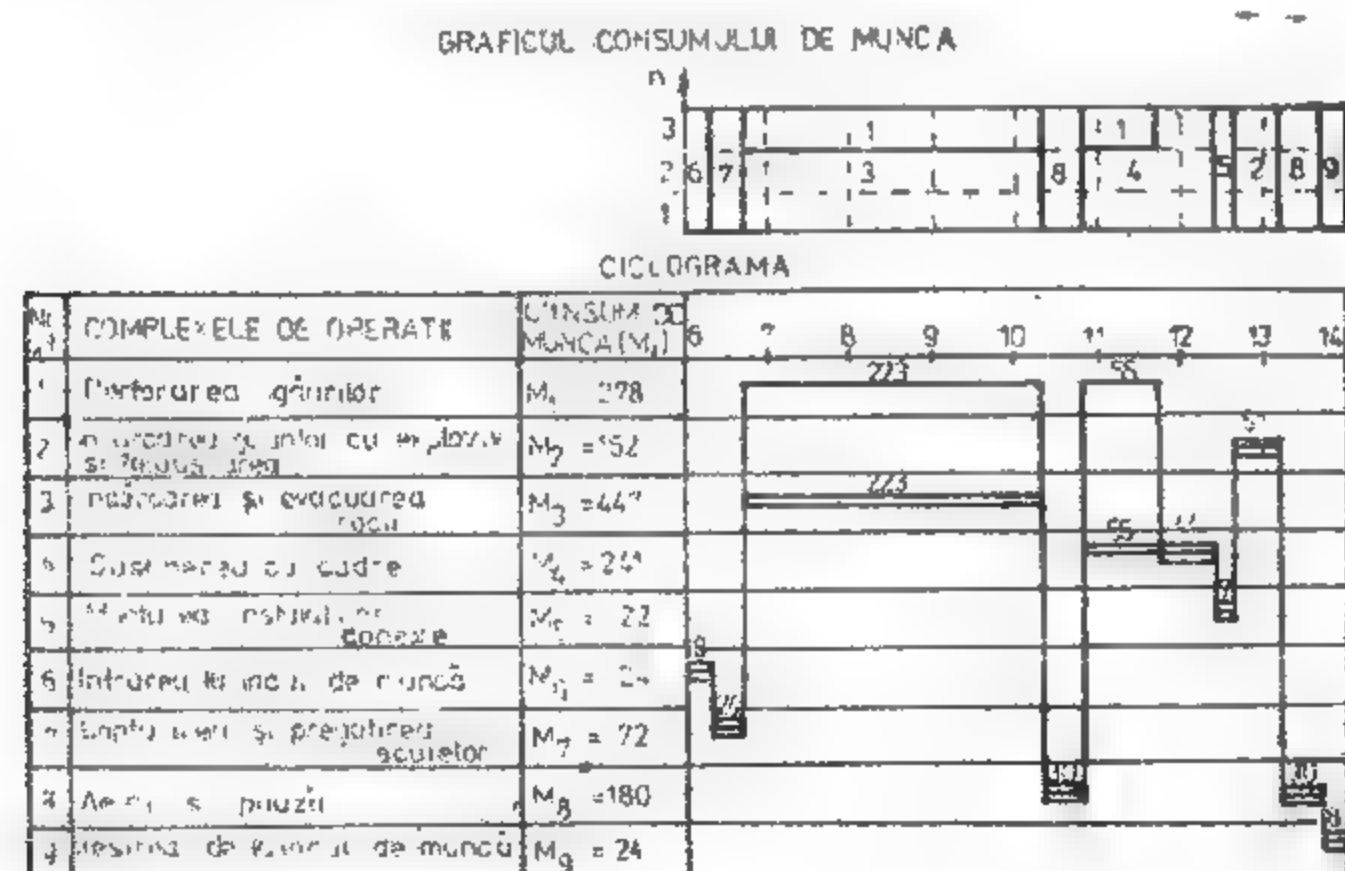


Fig. XIX. 92. Graficul de organizare a execuției unei galerii prin perforare-impușcare.

de muncă se face o contabilizare a timpului de muncă total disponibil și repartizarea lui pe operații, putându-se menționa și nivelul de calificare al fiecărui muncitor din echipă. În *ciclogramă* sunt redată grafic operațiile, consumul total de muncă pentru efectuarea lor, duratele acestora, momentele de începere și terminare a fiecăreia în succesiune normală, numărul de oameni din echipă care participă la efectuarea lor și alte date care vin în sprijinul echipei care lucrează în front.

Consumul de muncă pentru executarea unui ciclu cuprinzând și montarea căii ferate se calculează cu relația :

$$M_c = U \left(\frac{nt}{P} + m_0 \right) \quad \text{[om} \cdot \text{min/ciclu]} \quad (2.106)$$

Productivitatea muncii, reprezentînd lungimea medie de galerie realizată de un muncitor pe durata unui schimb, se poate determina cu formula :

$$W = \frac{P \cdot t}{n \cdot t + P m_0} \quad \text{[m/post]} \quad (2.107)$$

Viteza lunară de avansare a galeriei va fi :

$$v = n \cdot z \cdot s \cdot w \quad \text{[m/lună]} \quad (2.108)$$

unde : z este numărul de zile lucrătoare pe lună ;

s — numărul de schimburi pe zi ;

Cheltuielile lunare de săpare se pot determina din expresia :

$$C = c_1 V \quad \text{[lei/lună]} \quad (2.109)$$

în care : c_1 reprezintă cheltuielile directe compuse din materiale pentru săpare, retribuții, energie și amortismente pentru utilajele folosite.

$$c_1 = \sum q_i \cdot p_i + \frac{nR + C_{fix}}{P} \quad \text{[lei/m]} \quad (2.110)$$

q_i sînt consumurile specifice de materiale și energie pentru săpare, în unități/metru galerie ;

p_i — prețurile materialelor consumate și energiei, lei/u.p. ;

R — retribuția medie a muncitorilor din echipă, lei/post ;

C_{fix} — cheltuielile fixe care nu depind de pasul de înaintare (amortismente, acraș, evacuarea apelor, retribuții personal de deservire, control și îndrumare ș.a.), lei/ciclu.

Calculul cheltuielilor materiale pe 1 m de înaintare se face în tabele, separat pentru : a) săpare ; b) susținere ; c) cale ferată și canal și apoi se totalizează.

Pentru secțiunile de lucrări miniere tipizate s-au elaborat Norme de deviz utilizate în proiectare.

2.4. SĂPAREA MECANIZATĂ A GALERIILOR

Mecanizarea operației de tăiere a rocilor fără folosirea materialelor explozive a intrat în preocuparea tehnicienilor încă de la sfîrșitul secolului trecut și ea s-a dezvoltat pe măsura apariției și perfecționării pe de o parte a mijloacelor de forță (motoare cu ardere internă, electrice, pneumatice și hidraulice), iar pe de altă parte a aliajelor de duritate ridicată din care sînt confecționate organele de tăiere (cuțite, role, știfturi, piceane).

Mașinile realizate, adaptate condițiilor de lucru pentru săparea de galerii, rezolvind mecanizarea tăierii, a încărcării și evacuării masei de roci detașate și uneori chiar a susținerii secțiunii excavate, au primit denumirea de *combine*.

Săparea mecanizată a galeriilor, pe lângă obținerea unor viteze de săpare mari (de 2—5 ori mai mari decât prin perforare—împușcare), a condus și la realizarea unor secțiuni foarte apropiate de cele utile, păstrarea rezistenței rocilor înconjurătoare, cu

reducerea corespunzătoare a susținerii, ca și la reducerea personalului de lucru. Totuși, costul combinelor este încă ridicat, (mai ales a celor destinate rocilor tari), amortizarea lor realizându-se la lucrări de lungime mare, rocile tari provoacă un consum ridicat de materiale de tăiere, iar timpul de utilizare efectivă a combinelor este redus la mai puțin de jumătate din timpul unui schimb.

Combinel de săpat galerii de deschidere și pregătire în roci sterile se recomandă acolo unde se execută galerii lungi și care cer urgență pentru deschiderea și pregătirea de noi cimpuri de exploatare; numai în acest caz este asigurată o amortizare eficientă.

Cheltuielile de săpare cu combina depind mult de viteza de avansare zilnică, așa cum se poate vedea din fig. XIX.93.

O comparație între costul de săpare mecanizată și săparea convențională pe operații și cu luarea în considerare a principalilor factori de influență este prezentată în tabelul XIX.31.

Din aceste date se vede că în timp ce ponderea cheltuielilor la metoda convențională se află pe seama manoperei, în cazul săpării cu combina în roci tari, rezistența rocilor determină ponderea

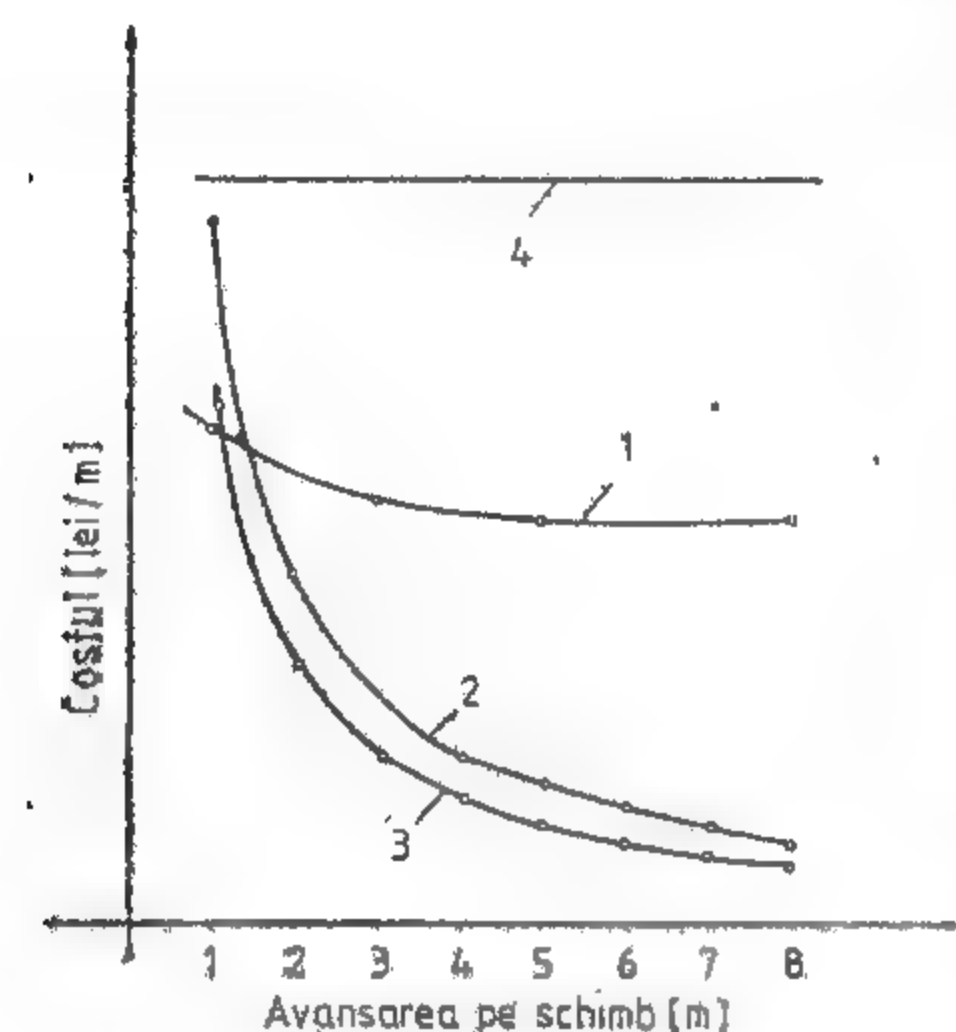


Fig. XIX.93. Variația costurilor de săpare în funcție de viteza de avansare pe schimburi:

1 — costul manoperei directe; 2 — costuri comune de sector și generale ale minei; 3 — amortizarea mașinilor și utilajelor; 4 — costuri cu materiale directe și energia consumată la tăiere.

cheltuielilor necesare pentru achiziționarea rolor, iar gradul înalt de tehnicitate al acestor utilaje face ca personalul de lucru să fie redus și valoarea de amortizare ridicată.

2.4.1. COMBINE PENTRU SĂPAREA GALERIILOR

Clasificarea combinelor. Combinel de săpat galerii se pot clasifica după următoarele criterii principale: *modul de tăiere a rocii din masiv, domeniul de aplicare și construcția lor.*

După primul criteriu combinele pot fi clasificate în: *combine cu tăiere punctiformă (selectivă), tăiere prin impact și cu tăiere integrală.*

Tabelul XIX.31

Tabel comparativ al costurilor de săpare

Operația	Factori de influență	Procente din costul total	
		săpare cu perforare-împușcare	săpare cu combina în roci tari
Derocare (materiale, energie)	Rezistența rocilor, secțiunea și lungimea galeriei	5—10 15—25 aer comprimat 3—4 exploziv	50—60
Încărcare, evacuare transport Aeraj	Distanța de transport Secțiune, lungime, adâncime, nr. persoane	10—15 variabil variabil	8—12 variabil variabil
Iluminat Susținere provizorie	Secțiunea Natura rocilor, adâncimea, forma și dimensiunile galeriei	2,5—6	—
Manoperă	Rețeaua de retribuție, organizare, situația economică locală	40—50 25	10 25
Cheltuieli generale			

După domeniul de aplicare combinele se împart în două grupe:

1) pentru lucrul în cărbune, în fronturi mixte și roci sterile cu rezistență maximă la compresiune de până la 800 daN/cm²;

2) pentru lucrul în roci sterile cu rezistență mai mare de 800 daN/cm².

În prima grupă sînt incluse marea majoritate a combinelor cu tăiere punctiformă, iar în a doua, în general, combinele cu tăiere integrală.

Din punct de vedere constructiv, în concordanță cu operațiile tehnologice ale procesului de săpare, combinele au următoarele ansambluri principale:

- organe tăiere, care efectuează dizlocarea masei miniere în front;
- organe de încărcare, care servesc pentru strîngerea masei miniere dislocate;
- mijloace de încărcat-transportat care includ în sine un transportor și preîncărcătoare, cu ajutorul cărora masa minieră dislocată se încarcă pe mijloacele generale de transport ale minei;
- mecanismul de deplasare, destinat pentru deplasarea combinei în timpul lucrului, executarea operațiilor de manevră și transferarea combinei dintr-o lucrare în alta.

În combinație cu organele de tăiere de tip săgeată se folosesc dispozitive de încărcare de tip brațe de încărcare, transportoare cu raclete inelare, cu lanțuri și tamburi.

Organele de tăiere oscilante de tip bară, de obicei, nu au dispozitiv special de încărcare, întrucît în acest caz însuși lanțul tăietor îndeplinește rolul de încărcător. Organele de tăiere oscilante de tip coroană pot lucra cu aceleași dispozitive de încărcare

cu care lucrează organele de tăiere de tip săgeată. Mijloacele de transportat-încărcat ale combinelor de săpat constau din transportoare și reincărcătoare.

Transportoarele pot fi cu bandă, cu un lanț, cu două lanțuri și inclare cu raclete. Ultimele, de obicei, servesc în același timp ca dispozitive de încărcat și de transportat-încărcat.

Reincărcătorul combinei poate consta din unul sau două transportoare. În cazul existenței a două transportoare, unul din ele se numește *remorcat*, iar celălalt *tip portal* (*punte*).

Reincărcătorul portal se execută scurt. El este element de legătură între combină și reincărcătorul lung remorcat și servește pentru creșterea manevrabilității combinei.

Mecanismele de deplasare ale combinelor pot să fie pe șenile, pășitoare și combinate.

Mecanismele pe șenile posedă o mare manevrabilitate, iar cele pășitoare contribuie la realizarea unor forțe însemnate de împingere a combinei în față și de reținere a combinelor în lucrările cu înclinare mare.

În afara acestor ansambluri principale, combinele de săpat au echipamente ajutoare, care servesc pentru acționare, comandă și controlul funcționării principalelor subansamble și mecanisme. În rândul acestora se includ echipamentul electric, echipamentul hidraulic și pupitrele de comandă.

În fig. XIX.94 se prezintă schema de clasificare a combinelor de săpat după criterii constructive.

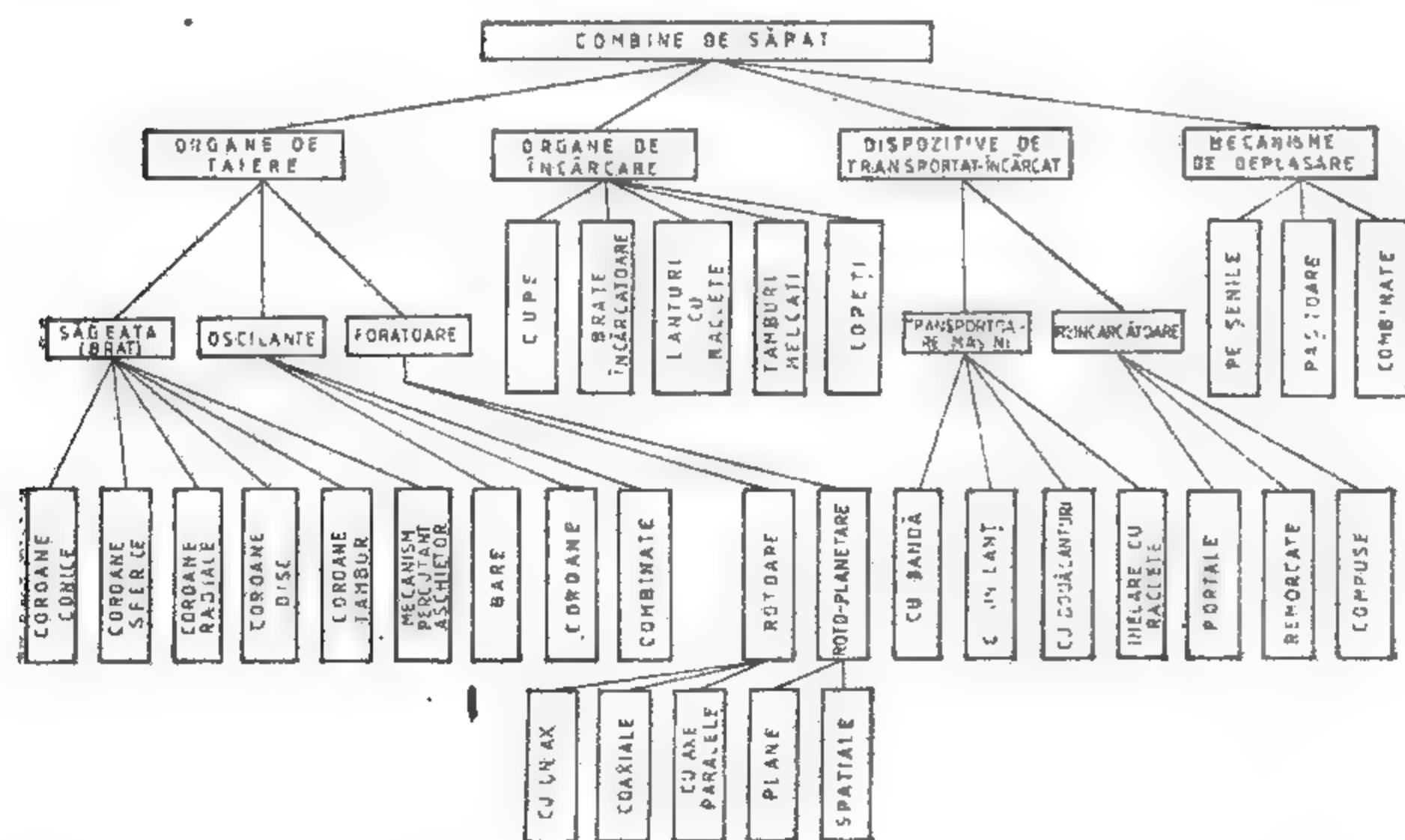


Fig. XIX.94. Clasificarea combinelor după criterii constructive.

Organele de tăiere ale combinelor de săpat pot fi de tip : săgeată sau braț (fig. XIX.95), oscilante (fig. XIX.96), rotative (fig. XIX.97) și rotoplanetare (fig. XIX.98).

Organ de tăiere de tip săgeată se numește organul realizat sub forma unui braț mobil în consolă cu o coroană de dislocare la capăt, având posibilitatea să se deplaseze în două plane reciproce perpendiculare (orizontal și vertical). Cu organul de tăiere sub formă de săgeată în același moment se acționează numai asupra unei părți din front, dislocarea masei miniere se efectuează în procesul deplasărilor ulterioare ale coroanei de dislocare.

În funcție de tipul coroanei de dislocare, organele de tip săgeată se împart în organe cu coroane conice (fig. XIX.95, a), sferice (fig. XIX.95, b), radiale (fig. XIX.95, c), disc (fig. XIX.95, d), tambur (fig. XIX.95, e) și organe de tăiere cu mecanism percutant-âșchietor (fig. XIX.95, f).

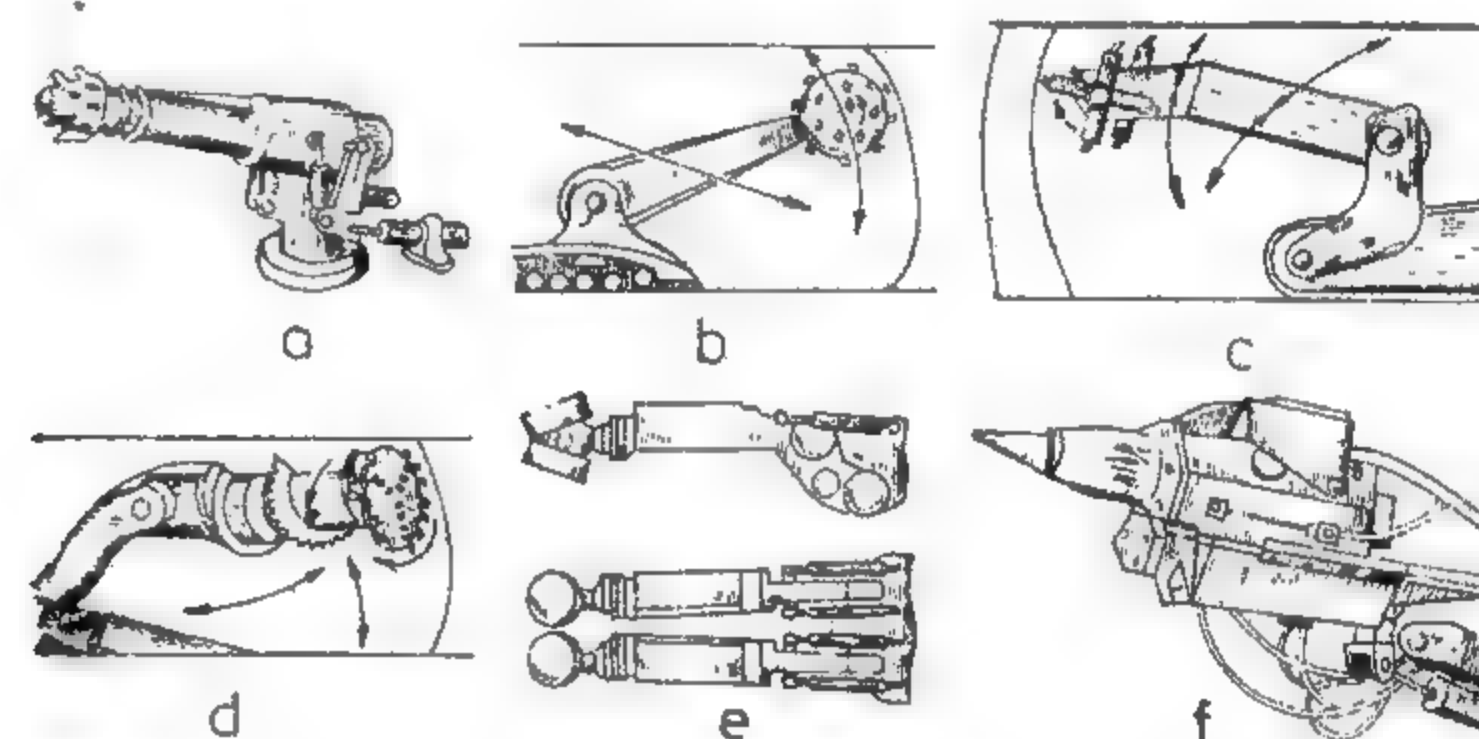


Fig. XIX.95. Organe de tăiere tip săgeată sau braț.

Organ de tăiere oscilant se numește organul a cărui parte de dislocare într-una din direcții pe înălțime sau lățime corespunde dimensiunii lucrării care se sapă și are posibilitatea să execute o mișcare oscilantă în direcție perpendiculară pentru prelucrarea întregii suprafețe a frontului.

Organele de tăiere oscilante pot fi sub formă de bară (fig. XIX.96, a), coroană (XIX.96, b) și combinate (fig. XIX.96, c) cînd în organul de tăiere există o îmbinare între lanțuri tăietoare și coroane.

Organ de tăiere forator se numește organul care constă din unul sau mai multe freze care se rotesc în jurul axelor lor, paralel cu axa combinei și în același timp dislocă cea mai mare parte din suprafața frontului cu instrumente tăietoare sau âșchietoare.

Organele de tăiere foratoare se împart în rotative și rotoplanetare. Organele rotative pot consta din una sau mai multe freze.

În funcție de numărul frezelor și de dispunerea lor reciprocă organele de tăiere rotative pot fi cu o axă (fig. XIX.97, a), coaxiale (fig. XIX.97, b) și cu axe paralele (fig. XIX.97, c).

O freză dă lucrării o secțiune circulară. Două sau mai multe freze împreună cu mecanisme complementare de dislocare formează o lucrare ovală sau dreptunghiulară cu colțuri rotunjite. Un număr par de freze permite, în cazul rotirii în sensuri contrare, să se echilibreze momentul învîrtitor de reacțiune și să se îmbunătățească stabilitatea mașinii.

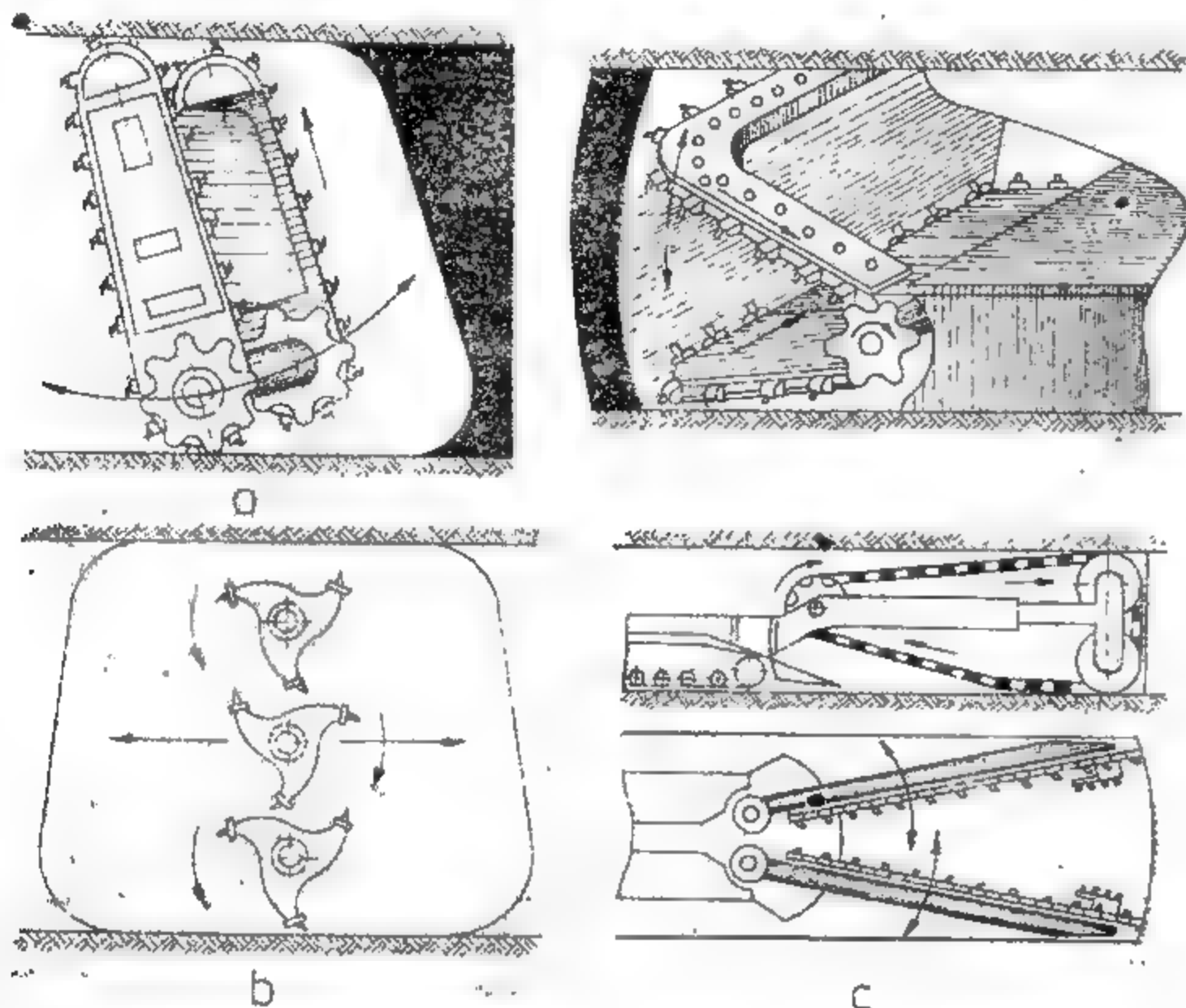


Fig. XIX.96. Principalele organe de tăiere oscilante.

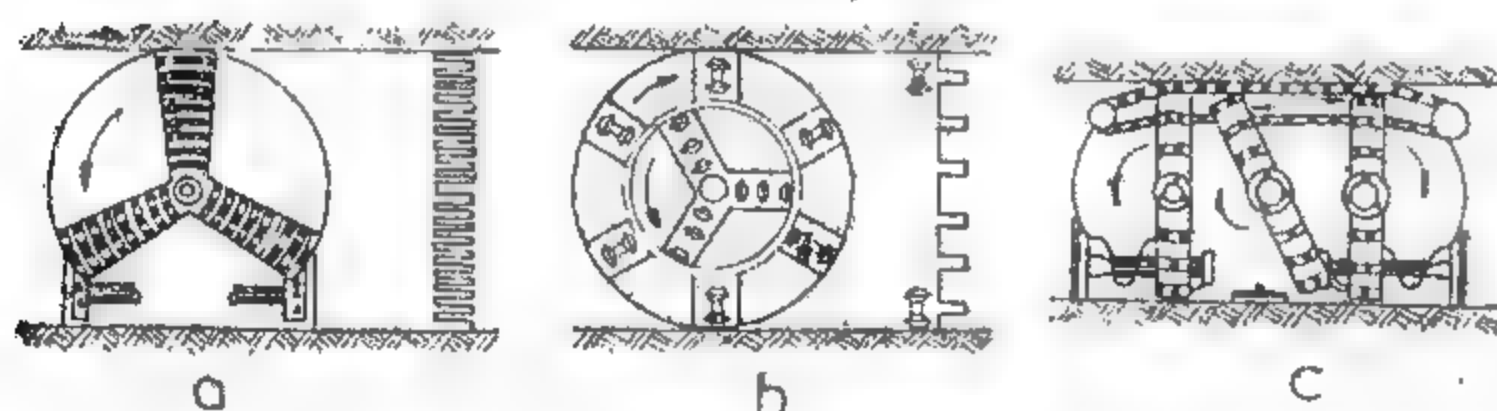


Fig. XIX.97. Principalele organe de tăiere rotative.

Organele *roto-planetare* sînt înzestrate cu instrument tăietor sau așchietor cărui i se imprimă două mișcări de rotație: una în jurul axei proprii, iar cealaltă — în jurul organului de tăiere.

Organele de tăiere *roto-planetare* se divid în organe *plane* (fig. XIX.98 a) care se deplasează într-un plan paralel cu frontul și organe *spațiale* (fig. XIX.98, b), care se deplasează pe o curbă spațială complexă și frontul este dislocat prin tăierea de așchii profil seceră, de diferite forme și dimensiuni.

Dispozitivele de încărcare ale combinei de săpat galerii (fig. XIX.99) destinate pentru strîngerea din front a masei miniere dislocate de organul de tăiere pot fi de tip *cupă* (fig. XIX.99, a), *brațe încărcătoare* (fig. XIX.99, b), *lanțuri cu raclete* (fig. XIX.99 c), *tambur* (fig. XIX.99, d) și *lopată* (fig. XIX.99, e).

După schema de lucru, dispozitivele de încărcare cu cupă se asociază cu organe de tăiere foratoare. La rotirea organului de tăiere cupele dispuse pe spatele frezei în poziție inferioară încarcă masa minieră dislocată, iar în poziție superioară o descarcă pe

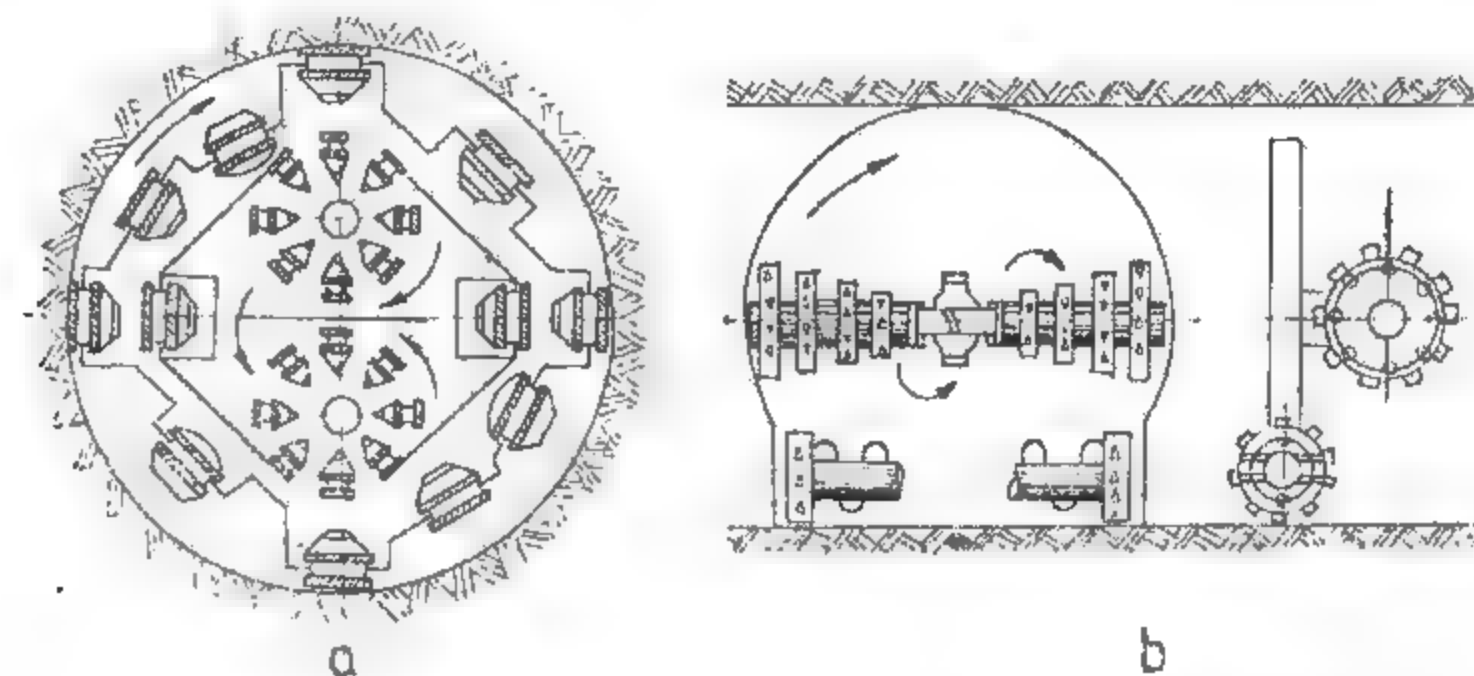


Fig. XIX.98. Principalele organe de tăiere rotativ-planetare.

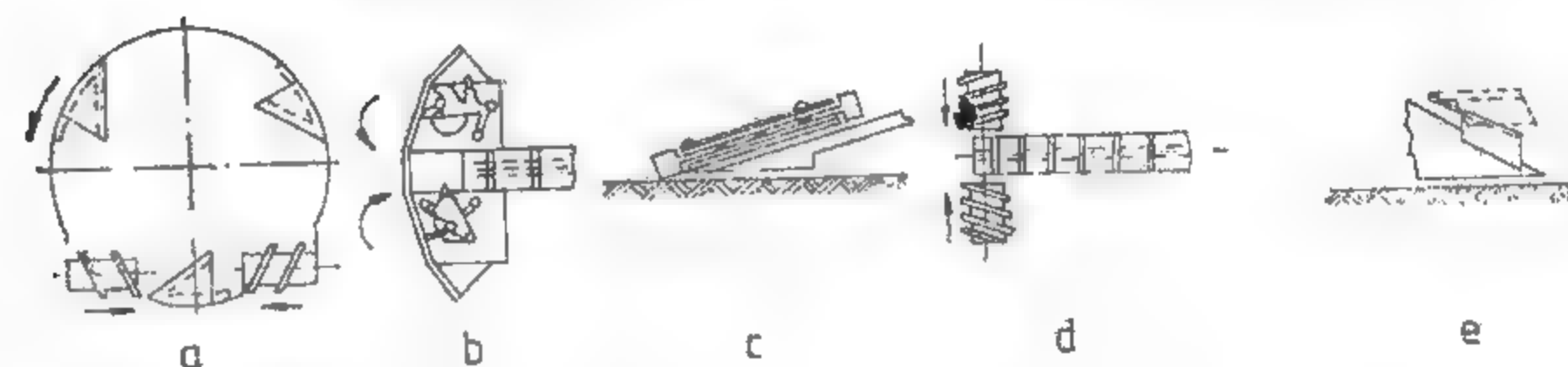


Fig. XIX.99. Principalele tipuri de dispozitive de încărcare.

dispozitivul de transportat-încărcat. În cazul cînd cu organul de tăiere forator se execută o lucrare de formă boltită, se aplică dispozitive de încărcare *tamburi-cupe*. În acest caz tamburii dirijează masa minieră dislocată spre centrul lucrării, de unde ea este încărcată de cupe.

Tipuri de combine La săparea mecanizată a galeriilor sînt utilizate frecvent următoarele tipuri de combine:

Combine cu tăiere punctiformă. Excavează frontul selectiv, cu un braț mobil telescopic prevăzut cu un tambur rotativ cu cuțite. Brațul se poate mișca în plan orizontal și vertical prin acțiunea unor pistoane hidraulice, acoperind întreaga secțiune a galeriei. Cuțitele de pe tamburul în rotire excavează roca prin așchiere, astfel că sub aspectul rezistenței la compresiune a rocilor, cu aceste mașini se poate excava în roci cu rezistențe sub $1100-1200 \text{ daN/cm}^2$ ($110-120 \text{ MPa}$), în mod curent această limită aflîndu-se la 500 daN/cm^2 (50 MPa). Roca detașată cade pe vatră de unde este evacuată de încărcătoare cu brațe sau de transportoare cu raclete curbilini de contur sau de tip închis, toate încorporate în mașină, care transferă materialul în spate, evacuîndu-l în vagonete sau pe o bandă transportoare. Mașinile se deplasează pe șenile liber, la pante de $10-15^\circ$, dar cu ajutorul trolurilor pot lucra și la înclinări de pînă la 35° . Pentru combaterea prafului

Combine de înaltare cu atac punctiform

Tipul	CI-1		CI-2		PK-7		PK-9R		GPK		DOSCO MK-2A	
	România		România		U.R.S.S.		U.R.S.S.		U.R.S.S.		Anglia	
Coefficient de tăiere, f	4	7	7	4	4	4	400	400	400	400	1200	1200
Inclinarea maximă pe direcție, $^\circ$	$\pm 10^\circ$	$\pm 10^\circ$	$\pm 10^\circ$	$\pm 10^\circ$	$\pm 10^\circ$	$\pm 10^\circ$	$\pm 10^\circ$	$\pm 10^\circ$	$\pm 15^\circ$	$\pm 15^\circ$	$\pm 14^\circ$	$\pm 14^\circ$
Profil minim de săpare în arc, mm	4050	4660	4660	3300	3300	3300	6300	6300	4700	4700	5570	5570
Lățimea de tăiere { maximă, mm	2800	3000	3000	2600	2600	2600	3000	3000	2600	2600	3050	3050
{ minimă, mm	3200	3780	3780	2850	2850	2850	3900	3900	3600	3600	4080	4080
Înălțimea de tăiere { maximă, mm	2100	2000	2000	1500	1500	1500	2200	2200	1800	1800	2000	2000
{ minimă, mm	60	15-60	15-60	37	37	37	58	58	30	30	—	—
Productivitatea combinelor, m^3/h	10	—	—	10	10	10	10	10	10	10	—	—
Parametrul abrazivității, a , mg	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—

CARACTERISTICI TEHNICE

Modul de deplasare, m/min	șenile 0-2,4	șenile 0-5	șenile 0-2,4	șenile 0-2,5	șenile 0-6,8	șenile 0-7,2
Viteza de deplasare, daN/cm ²	0,35	1,4	0,85	1,1	1,3	1,3
Presiunea specifică pe vatră, kW	70-115,5	162	57,8	172,8	175	120; 150
Puterea însumată, kW	32	100	22	88	95	38; 67
Puterea la organul tăietor, kW	11	11	11	42	55	82
Puterea la agregatul hidraulic, V	380	380; 500	380	500; 660	380; 500; 660	500; 1000
Tensiunea de lucru, m/s	0,9	0,9	0,9	1,0	—	1,3
Viteza transportorului propriu, —	Braț tăietor	Braț tăietor	Braț tăietor	Braț tăietor	Braț tăietor	Braț tăietor
Subansamblu acționat hidraulic	Wimet	U-47-W-47	RKS 1	Mecanism de deplasare	Mecanism de deplasare	Mecanism de deplasare
Tipul cuțitelor	—	—	—	—	—	—
Dimensiuni de gabarit { lungime, mm	6570	7500	5600	7700	10000	7165
{ lățime, mm	1470	2500	1300	2800	1600	2400; 2910
{ înălțime, mm	1740	1645	1250	1830	1500	1640
Masa combinelor, tone	10,84	24	11,7	36	23,5	23,4

se folosește pulverizatoare de apă montate în apropierea tamburului și desprăfuitoare mobile în front. Mașinile sunt dirijate de la un pupitru central situat pe mașină sau prin telecomandă.

Pe lângă construcțiile clasice de combine cu tăiere punctiformă care dislocă pe cale mecanică ca urmare a creării în masiv a unei stări de tensiune de către instrumentele tăietoare, au apărut combine care dislocă masivul pe cale hidromecanică, sub acțiunea combinată a cuțitelor și a unor jeturi de apă de înaltă presiune.

Caracteristicile principale ale unor combine cu atac punctiform (cu tăiere selectivă) sunt prezentate în tabelul XIX. 32.

Combinile românești CI-1 și CI-2 sunt prezentate în fig. XIX. 100 și respectiv XIX. 101.

Combină cu impactor. Folosește ca dispozitiv de tăiere un ciocan percutant acționat pneumatic sau hidraulic cu energie de lovire foarte mare, capabil să excaveze roci tari. Acest ciocan, numit *impactor*, este susținut de un braț montat pe mijlocul de deplasare care cuprinde și instalația pentru producerea energiei de acționare. Energia de lovire a impactorului este cuprinsă între 700 și 3000 J.

Impactorii, acționați pneumatic, prezintă avantajele unei protecții datorită pernei de aer ce se formează la sfârșitul cursei, iar șocurile preluate de brațul purtător sunt mai reduse. Principalele dezavantaje sunt legate de costul ridicat și zgomotul mare făcut de mașină.

Impactorii acționați hidraulic nu produc zgomot, au mobilitate mai mare, iar energia de lovire și frecvența loviturilor se adaptează mai bine la rocă și situația frontului. Și acești impactori necesită întreținere pretențioasă, iar camerele cu azot folosite pentru amortizarea loviturilor trebuie verificate și recondiționate periodic. Principiul de funcționare al unui impactor hidraulic este prezentat în fig. XIX. 102. Impactorii sunt montați pe brațe manipulatorie (fig. XIX. 103) care asigură susținerea și manevrarea lor în front. Echipamentul de lucru astfel constituit poate fi montat pe diferite tipuri de utilaje sau pe combine special construite. El se montează uneori pe utilaje de încărcat.

Pentru desfășurarea fluxului tehnologic continuu este necesar să se folosească utilaje unitare care să asigure atât dislocarea cît și încărcarea-evacuarea rocii. Părțile principale ale unei combină cu impactor sunt prezentate în fig. XIX. 104.

Aceste combine se recomandă pentru dislocarea rocilor fisurate și cu clivaj pronunțat. Cînd în front se găsesc substanțe minerale utile și roci sterile, extragerea se poate face selectiv.

Combină cu tăiere integrală. Pot fi echipate cu cuțite, cu freze și cuțite, cu role. Primele două grupe sunt destinate tăierii în roci moi și de tărie medie, dar suficient de stabile, precum și în roci fără cuarț (cărbune, argile, bauxite, calcar). A treia grupă, cu role, dislocă roci tari pînă la extratari.

După modul de acțiune al organului de tăiere asupra rocilor din front se disting: combine care dislocă rocile prin strivire și combine care dislocă roca sub acțiunea eforturilor de forfecare.

Combinile cu acțiune frontală, care dislocă rocile prin strivire, au cea mai largă utilizare. Organul de tăiere, sub forma unui disc, este echipat cu role. Diametrul organului de tăiere este egal cu diametrul galeriei. Rolele pot fi de diferite forme: cu discuri, cu știfturi (butoni) sau cu dinți. Tipul rolelor, numărul lor și schema de amplasarea pe organul de tăiere se alege în funcție de proprietățile rocilor din front. În timpul lucrului discul este împins continuu spre front și rotit în jurul axei sale. Rolele descriu, astfel, cercuri concentrice pe front, dislocînd rocile prin sfărîmarea. La periferia discului sunt montate cupe care ridică materialul mărunț de pe vatra galeriei și îl deversează pe un transportor cu bandă sau cu raclete. Apăsarea discului în front se realizează hidraulic, iar rotirea cu motoare electrice.

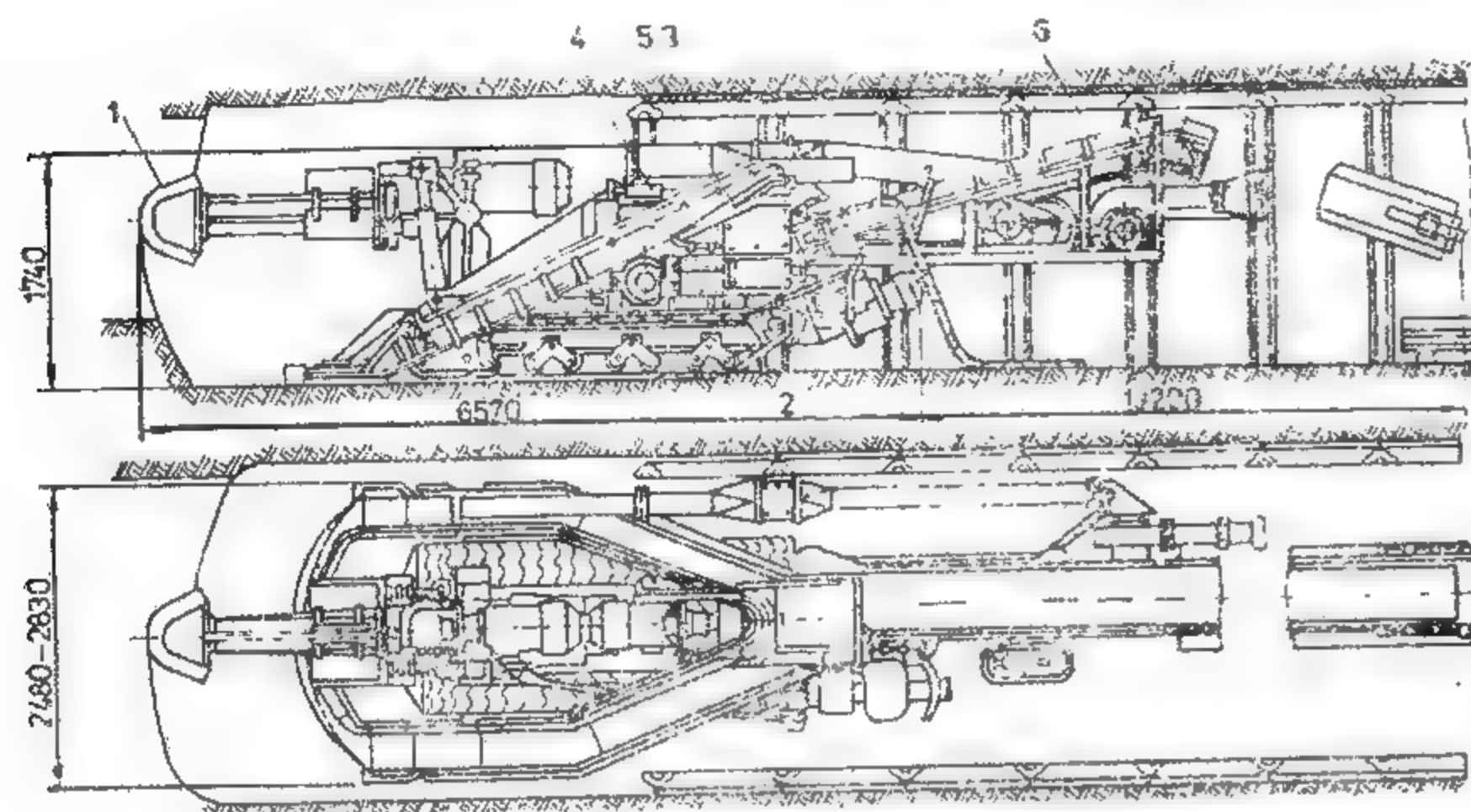


Fig. XIX.100. Combina CI-1:

1 — organ de tăiere; 2 — sistem de deplecare; 3 — transportor înclinat; 4 — echipament electric; 5 — punct de comandă; 6 — transportor cu bandă

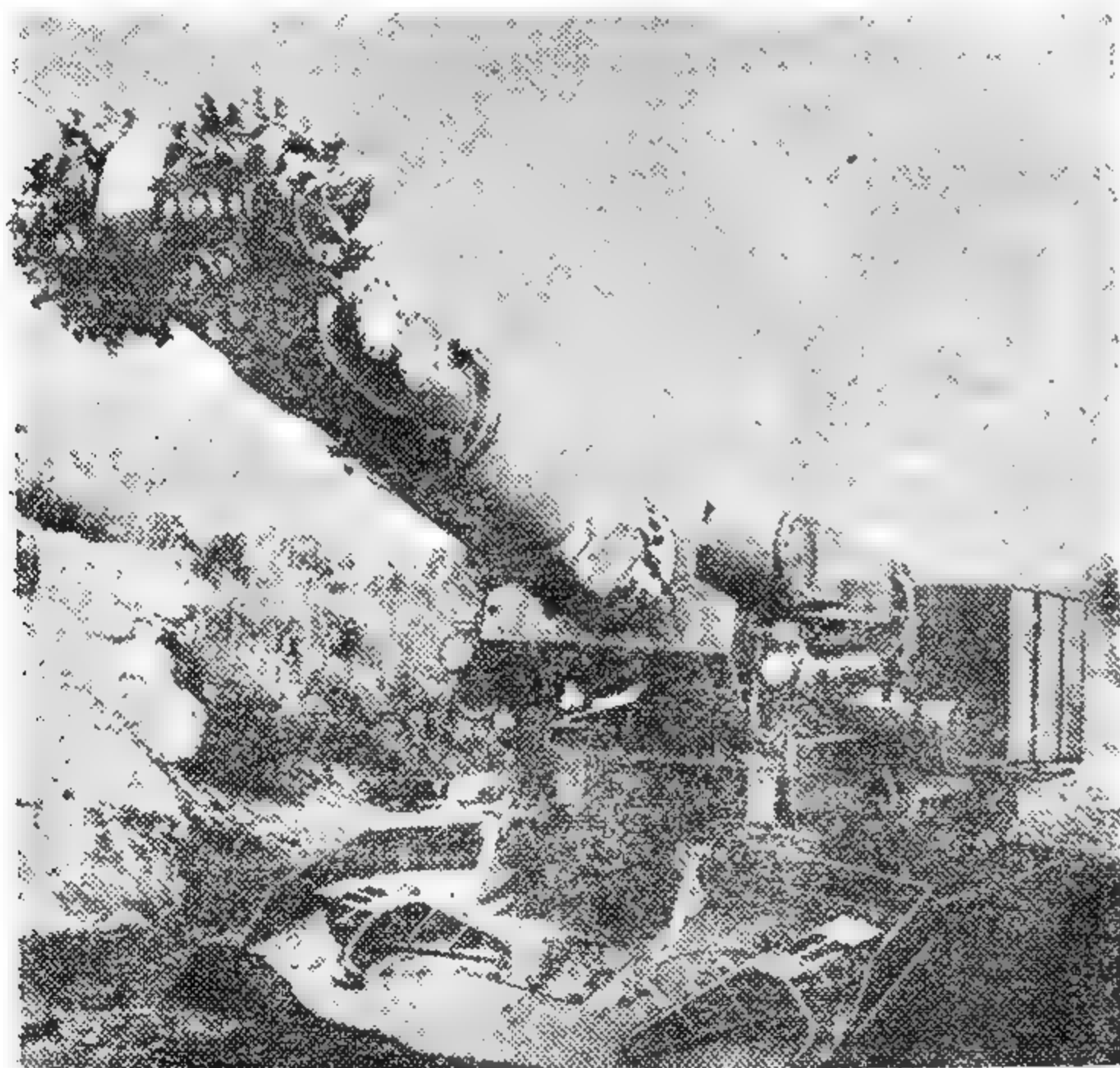


Fig. XIX.101. Combina CI-2.

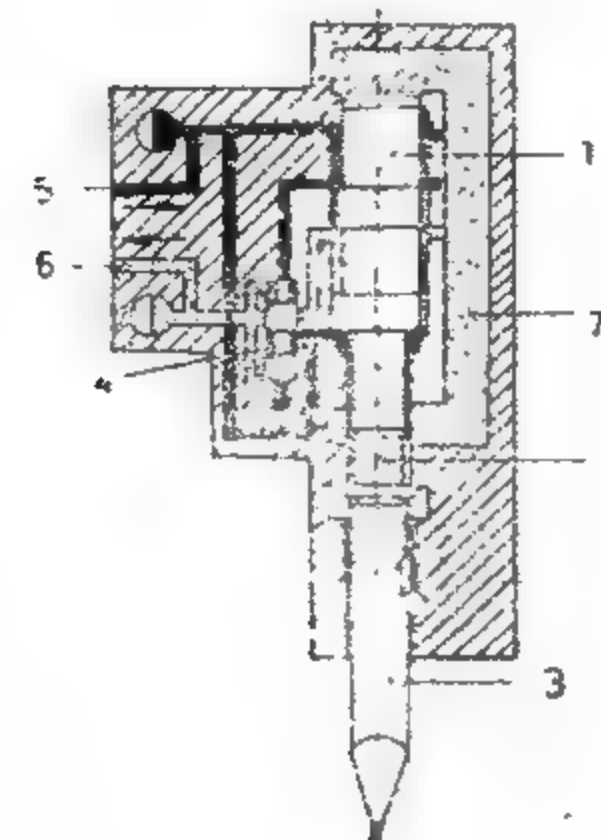


Fig. XIX.102. Schița de principiu a impactorului hidraulic:

1 — piston de lovire; 2 — piston intermediar; 3 — pârca; 4 — supapă; 5 — ulei sub presiune; 6 — ulei retur; 7 — canal de deviere.

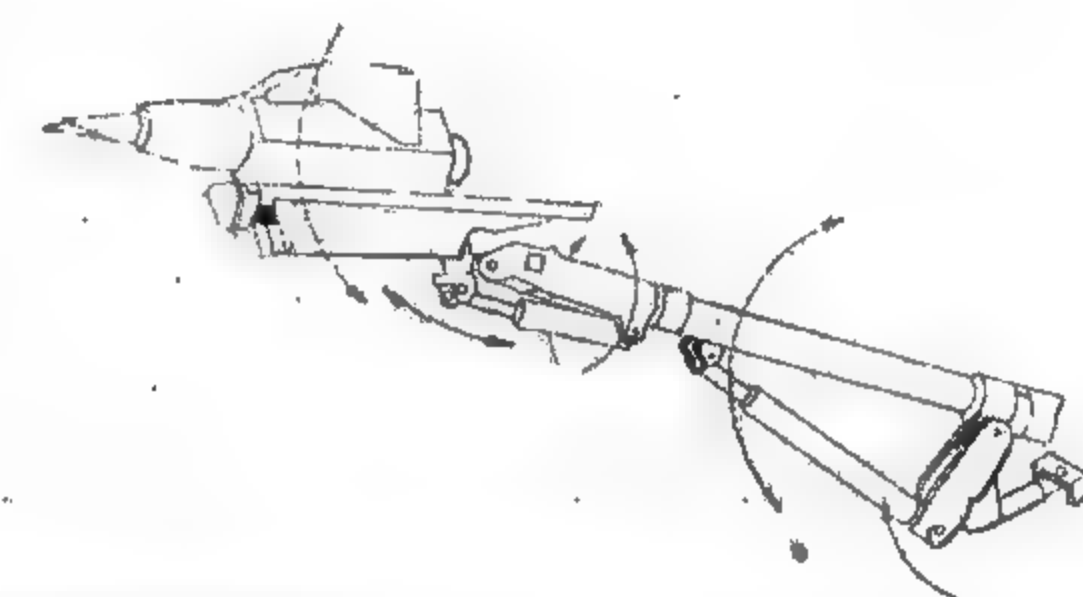


Fig. XIX.103. Braț pentru susținerea și manevrarea impactorului.

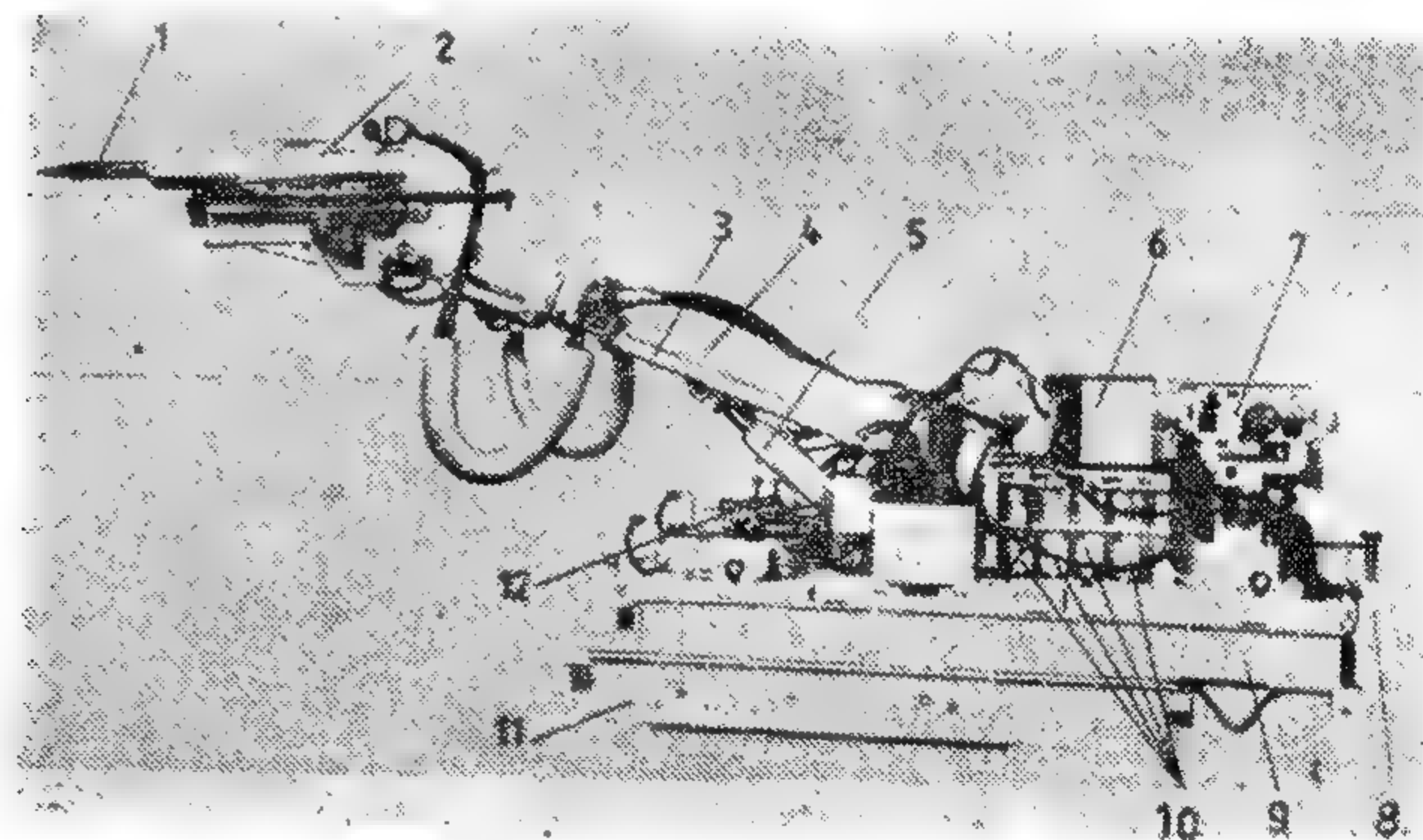


Fig. XIX.104. Combina cu impact:

1 — piron; 2 — impactor; 3 — cilindru pentru telecâpare; 4 — braț manipulator; 5 — cilindru pentru ridicarea brațului; 6 — rezervor principal de ulei; 7 — tablou electric; 8, 12 — pupitre de comandă; 9 — rezervor de ulei; 10 — filtru; 11 — sistem de pășire

Avansarea spre front, la majoritatea tipurilor de combine, se realizează cu sisteme pășitoare. Fixarea în poziția de lucru și pășirea se execută cu papuci acționați de cilindri hidraulici. Instalația laser pentru urmărirea direcției permite obținerea unui înalt grad de precizie în executarea galeriei.

Din această grupă de combine face parte combina Demag TVM-45 (fig. XIX.105) utilizată și la noi în țară (la I. M. Uricani).

În tabelul XIX.33 sunt prezentate caracteristicile tehnice ale unor combine cu tăiere integrală echipate cu role.

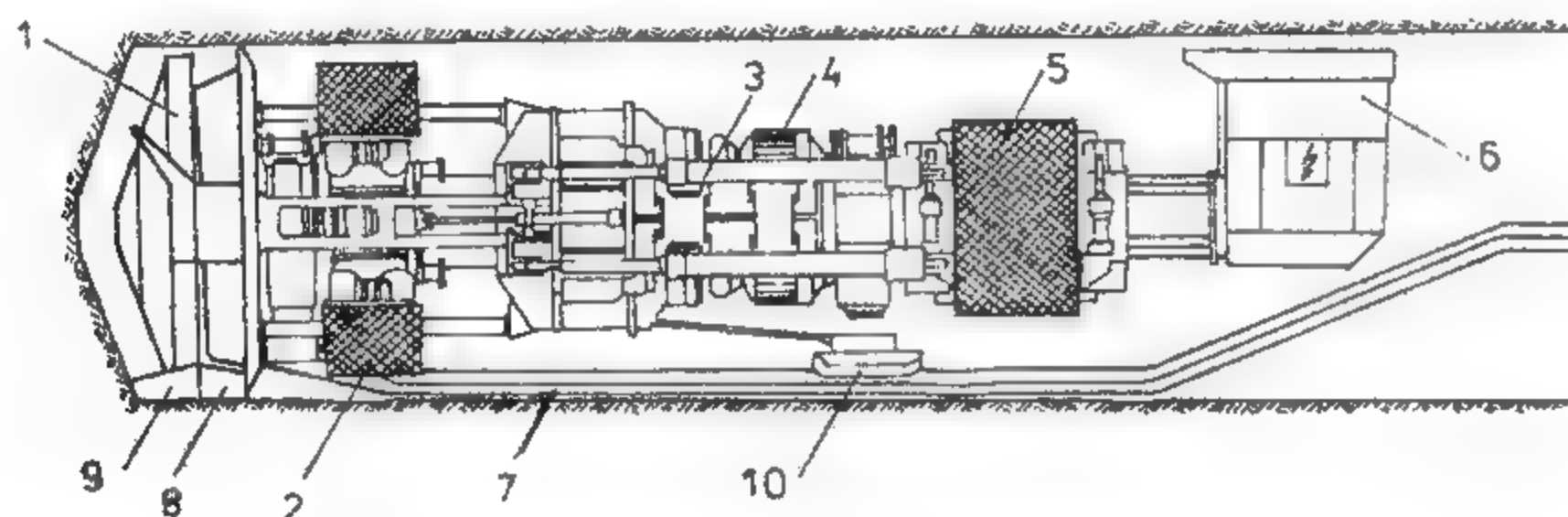


Fig. XIX.105. Schema combinii de săpat galerii tip Demag TVM 45II:

1 - cap de tăiere; 2 - dispozitiv hidraulic de fixare (din față); 3 - cilindru hidraulic de avans; 4 - motor de acționare; 5 - dispozitiv hidraulic de fixare (din spate); 6 - cabină de comandă; 7 - transportor cu rațele; 8 - cupe de încărcare; 9 - curățitoare; 10 - puncte de sprijin.

Tabelul XIX. 33

Caracteristicile principale ale unor combine cu tăiere integrală

Caracteristici tehnice	UM	Tipul combinii				
		ROBBINS 161	WIRTH TB V-H 473	DEMAG TVM 45H	ATLAS- COPCO FF 550	F.G.O. 4,5- -AGR-C
Diametru de tăiere	m	4,86	4,73	4,8	5,5	4,6
Puterea instalată	kW	—	760	1000	1000	1200
Puterea motoarelor pentru acționarea capului tăietor	kW	447	—	3 x 40	430	—
Momentul de rotire	kN·m	950	760	700	—	1000
Viteza de rotire a capului tăietor	rot/min	7	5,4	6,6	—	—
Numărul roților tăietoare	buc.	38	—	—	—	36
Forța de împingere	kN	3500	6350	5000	—	5400
Masa	t	—	—	190	230	300

La combinele cu tăiere integrală, care dislocă rocile prin forfecare, organul de tăiere este format din 4-5 freze (discuri) echipate la periferie cu dinți sau cuțite din aliaje dure. Frezele sunt amplasate asimetric pe suprafața frontului și execută o rotire planară în jurul axului longitudinal al galeriei, iar traiectoria de mișcare a lor este o cicloidă.

În fig. XIX.106 este prezentat un organ de tăiere echipat cu freze. Datorită principiului de dislocare, eforturile de apăsare în front sunt mai reduse, iar granulometria rocii mai mare. Se apreciază că numai 25-30% din rocă se dislocă prin tăiere efectivă, iar efortul de apăsare este doar 20-40% față de cel dezvoltat de combinele cu role.

Combinele cu tăiere integrală a frontului prezintă următoarele avantaje: realizează productivități ridicate; asigură grad sporit de securitate a muncii prin izolarea zonei frontului de restul combinii; procesul de lucru se conduce simplu; permit automatizarea procesului tehnologic.

Scheme de tăiere a frontului pentru combine cu atac punctiform. Dacă în cazul folosirii combinilor foratoare cu tăiere integrală din partea mașinistului nu se cere să conducă nemijlocit dislocarea în front, în cazul combinilor cu tăiere selectivă, modul de dislocare al acestora depinde foarte mult de experiența mașinistului.

În acele cazuri când el cunoaște bine condițiile geologominiere și tehnice în care se sapă lucrarea și a ales corect locul de introducere și cele mai raționale mișcări de conducere a coroanei, atunci parametrii de productivitate vor fi ridicați, combina va lucra mai stabil sau, dimpotrivă, vor fi supraîncărcări bruște și consum ridicat de cuțite (instrumente de dislocare).

Ordinea de tăiere a frontului depinde de mulți factori: condiții de zăcămint ale stratului, starea acoperișului și rocilor înconjurătoare ale lucrării, tăria cărbunelui și a rocii, dimensiunile secțiunii, conținutul în gaze, predispoziția stratului de cărbune pentru erupții de gaze și altele. Practic nu este posibil să se recomande o ordine exactă a lucrului în front. Mașiniștii, căpătând o experiență a lucrului cu combine cu atac punctiform, se perfecționează permanent și săsesc și adoptă cea mai bună schemă și ordine de lucru pentru condițiile tehnico-miniere existente în frontul de lucru respectiv.

Mai jos se dau scheme și ordinea de tăiere în front care au căpătat cea mai mare răspundere și pot fi recomandate. Aceste scheme (fig. XIX.107) și ordinea de tăiere cuprind principalele condiții geo-miniere și tehnice.

Intrucât forma secțiunii lucrării nu are influență asupra ordinii de tăiere, în figură sunt date numai secțiunile trapezoidale și boltite.

În stabilirea unei sau a altei ordini de tăiere a frontului, este necesar să se facă orientarea plecând de la următoarele considerații:

— în cazul săpării unei galerii în mixt, la început trebuie să se facă extragerea cărbunelui apoi a rocii (fig. XIX.107, a, e, l, k). În primul rând este de dorit să se extragă partea inferioară din front întrucât acesta ușurează încărcarea și creșterea productivitatea ei (fig. XIX.107, f, g, h, k);

— tăierea se conduce în majoritatea cazurilor în colțul stâng inferior și în primul rând se taie la vatră. Un astfel de început a lucrării de dislocare se explică prin aceea că mașinistul vede mai bine colțul stâng inferior și lui îi este mai ușor să pătrundă în el.

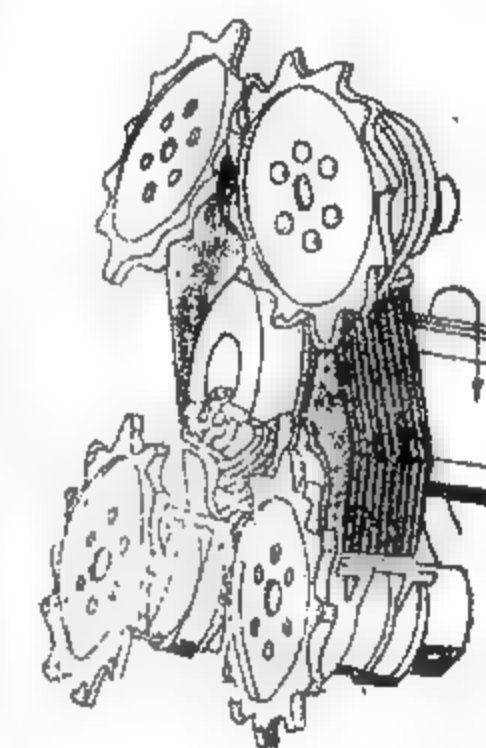


Fig. XIX.106. Organ de tăiere echipat cu freze.

Dislocarea vetrei este cea mai importantă fază a tăierii, operație grea ca execuție și este corect ca ea să fie făcută mai comod, adică atunci când partea superioară a frontului nu este dislocată (fig. XIX.107, f, g, h, k).

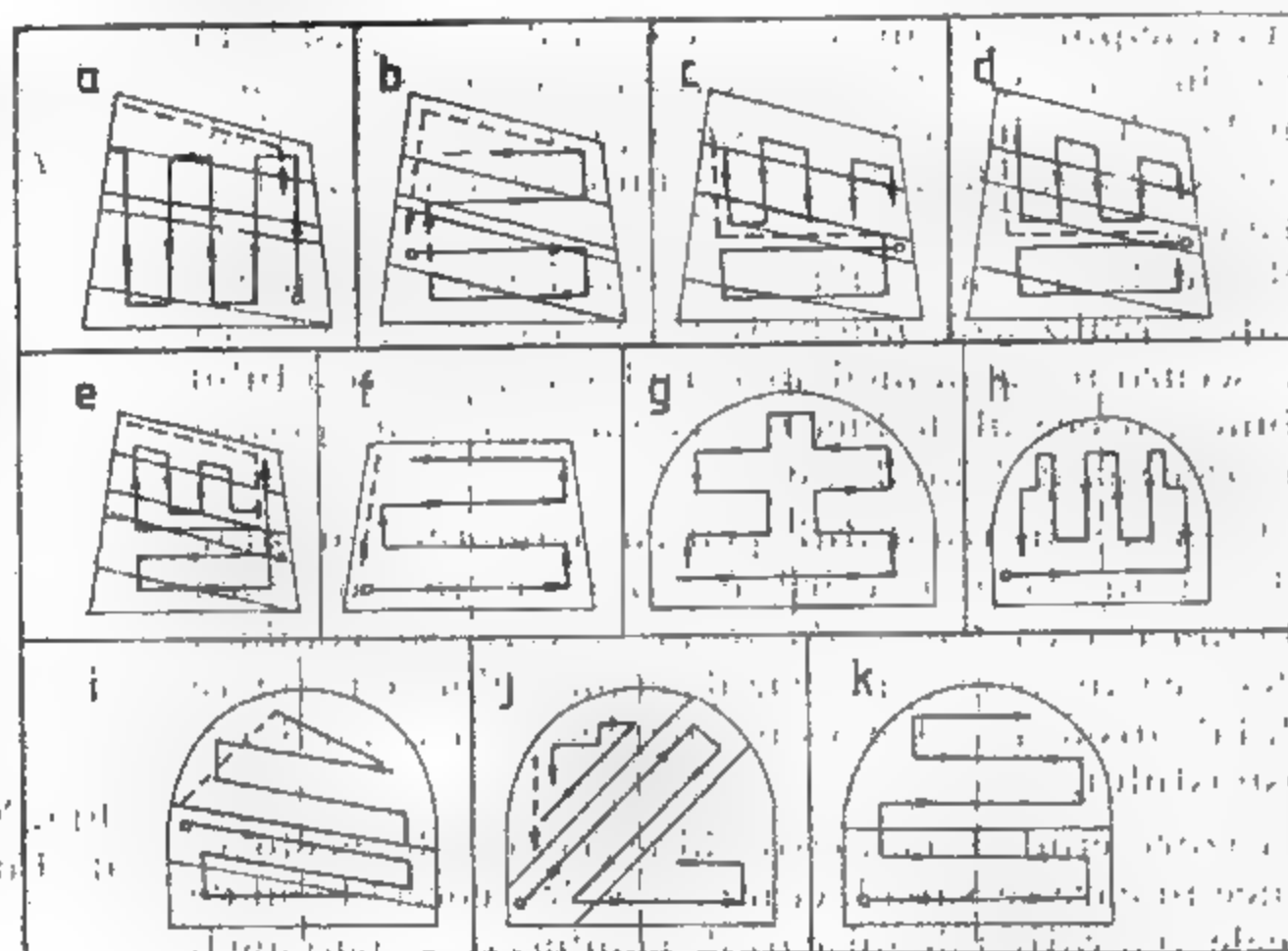


Fig. XIX.107. Schemă de tăiere:

a, b, c, d, e, f, g, h — front mist; i, j, k — front continuu de cărbune sau rocă;
— — — cursa de lucru a săgeții; — — — cursa în gol a săgeții.

- dislocarea frontului este necesar a se face ținând cont de stratificația stratului de cărbune sau a rocii. În aceste cazuri este de dorit ca în front, coroana să se deplaseze în lungul stratificației, iar nu transversal (fig. XIX.107, i, j);
- în frontul de cărbune în strat gros adesea este de dorit ca mai întâi să se contureze lucrarea, apoi să se disloce mijlocul. Aceasta permite să se reducă sfărâmarea cărbunelui (fig. XIX.107, g);
- în cazul tăierii diferite a rocilor este necesar ca mai înainte să se disloce roca cea mai slabă (fig. XIX.107, f, j);
- în cazul unor roci mai tari, dislocarea se face cu o pătrundere incompletă a coroanei în două sau mai multe etape;
- la secțiuni mari ale lucrării, unde trebuie să se manevreze combina, se poate disloca mai întâi partea stângă a frontului, apoi dreapta, sau invers (fig. XIX.107, g);
- executarea canalului de colectare a apei este de dorit să se facă după conturarea lucrării, întrucât aceasta asigură o execuție de calitate a canalului;
- dacă în front se întâlnesc incluziuni de dimensiuni mari, ele se conturează cu coroana, după care cu săgeata se îndepărtează din front. În scopul protejării cușitelor, coroana nu trebuie să se rotească.

Productivitatea combinelor. Productivitatea combinelor de săpat depinde de tipul organului de tăiere, parametrii constructivi și de regim ai combinelor, condițiile geominieră de lucru, organizarea muncii în front și alți factori.

În cele ce urmează se prezintă o metodologie de determinare a productivității pentru combinele de înaintare.

La combinele de săpat ca și la alte mașini deosebite: productivitate teoretică, tehnică și de exploatare.

a) *Productivitatea combinelor cu aluc punctiform:*

Productivitatea teoretică a combinelor, Q_t . Se determină ea maximă posibilă pentru lucrul continuu al organului de tăiere și se exprimă prin cantitatea de masă minieră deplasată din masiv.

$$Q_t = 60 \cdot H \cdot B \cdot v_t \cdot \gamma \text{ [t/min]} = 3699 \cdot H \cdot B \cdot v_t \cdot \gamma \text{ [t/h]} \quad (2.111)$$

unde: H — înălțimea (grosimea) bancului de cărbune dislocat sau a rocii la deplasarea transversală (orizontală, verticală sau înclinată) a organului de tăiere în front, m; B — adâncime de tăiere a organului de tăiere în masivul de cărbune sau rocă, m; v_t — viteza transversală maximă de deplasare a organului de tăiere în unitatea de timp, m/s (pentru combina PK-9r, de exemplu $v_t = 0,19$ m/s); γ — masa specifică a cărbunelui sau rocii, t/m³;

Pentru coroana tăietoare conică a combinelor de tip PK:

$$H = \frac{d_c}{2} \text{ [m]}$$

unde d_c este diametrul maxim al coroanei după vârful cușitelor.

Productivitatea tehnică a combinelor, Q_{teh} , este mai mică decât cea teoretică și este productivitatea medie orară maximă posibilă, cu luarea în considerare a timpilor pentru operații de manevră care nu se suprapun în timp cu cele de lucru și pentru schimbarea cușitelor uzate.

$$Q_{teh} = Q_t \cdot K_{teh} \text{ [t/h]} \quad (2.112)$$

unde K_{teh} este coeficientul de continuitate a lucrului combinelor care ia în considerare timpul efectiv de lucru al mașinii ($K_{teh} = 0,3 \dots 0,5$); se determină din expresia:

$$K_{teh} = \frac{1}{\frac{1}{k_s} + \frac{60 T_0}{L_{oe}} \cdot v_t} \quad (2.113)$$

în care: k_s — coeficientul de siguranță al combinelor (de obicei $k_s = 0,85 \dots 0,095$); L_{oe} — drumul (distanța) parcurs de organul de tăiere în ciclul de lucru, m; se determină din expresia:

$$L_{oe} = H_1 \left(\frac{B_1 + B_s}{2 \cdot d_c} - 1 \right) \text{ [m]} \quad (2.114)$$

în care: H_1 — înălțimea lucrării săpate, m; B_1 — lățimea lucrării jos (la vatră), m; B_s — lățimea lucrării sus, m; T_0 — durata opririlor combinelor într-un ciclu de lucru, min;

$$T_0 = T_p + T_{cm} + T_{sc} \text{ [min]} \quad (2.115)$$

unde: T_p este timpul de pătrundere a organului de tăiere cu mărimea B pentru viteza de avans v_a :

$$T_p = \frac{B}{v_a} \quad [\text{min}] \quad (2.116)$$

T_{om} — consumurile specifice de timp pentru operațiile de manevră legate de îndepărtarea combinei de la front cu mărimea a pentru schimbarea cuțitelor uzate.

$$T_{om} = 200 \frac{L_{oc} \cdot H \cdot B \cdot a \cdot z_s}{z_a \cdot Z \cdot v_a} \quad [\text{min}] \quad (2.117)$$

unde Z_s este consumul specific de cuțite, buc/m³; z_a — căderea admisă a cuțitelor, %; Z — numărul total de cuțite, buc.

Consumul specific de timp la schimbarea cuțitelor:

$$T_{s.g} = L_{oc} \cdot H \cdot B \cdot z_s \cdot t_s \quad [\text{min}]$$

unde t_s este timpul necesar pentru schimbarea unui cuțit, min.

Productivitatea de exploatare a combinei de săpat depinde de opririle arătate mai sus și, de asemenea, de opririle suplimentare datorite cauzelor tehnico-organizatorice:

$$Q_e = Q_t \cdot k_e \quad [\text{t/h}] \quad (2.118)$$

unde k_e este coeficientul de continuitate a lucrului, care ia în considerare toate felurile de opriri în funcționarea combinei:

$$k_e = \frac{1}{\frac{1}{K_e} + 60 \frac{T_o + T_{to}}{L_{oc}} \cdot n_t} \quad (2.119)$$

unde T_{to} este durata opririlor din cauze tehnico-organizatorice, min.

În afara coeficientului $k_e = \frac{Q_e}{Q_t}$, se determină, de asemenea, coeficientul $k_{e,teh} =$

$\frac{Q_e}{Q_{teh}}$, care caracterizează gradul de folosire a posibilităților tehnice ale combinei în condiții concrete de lucru.

b) Productivitatea combinelor cu tăiere integrală:

Productivitatea teoretică:

$$Q_t = 60 \cdot S \cdot v_a \quad [\text{m/h}] \quad (2.120)$$

unde: S este secțiunea în săpare a galeriei, m²; v_a — viteza de avansare în procesul săpării, m/min. Spre exemplu, pentru combina Demag TVM 45 H se admit următoarele viteze de avans: 2,2 m/h în roci cu rezistență la compresiune de 700 daN/cm²; 1,7 m/h — în roci cu rezistență la compresiune de 700 — 1 000 daN/cm²; 1,2 m/h — în roci cu rezistență la compresiune de 1 000 — 1 400 daN/cm².

$$Q_{teh} = 60 \cdot S \cdot v_a \cdot K_{teh} \quad [\text{m/h}] \quad (2.121)$$

unde: v_a este viteza de avans a combinei în condiții geominier concrete, m/min; K_{teh} este coeficient care ține seama de continuitatea procesului de tăiere denumit și coeficient de utilizare ($K_{teh} = 0,3 - 0,4$):

Productivitatea de exploatare:

$$Q_e = Q_t \cdot k_e \quad [\text{m/h}] \quad (2.122)$$

unde: k_e este coeficient care ține seama de toate întreruperile tehnologice survenite în procesul concret de producție.

Coeficientul k_e reprezintă, de asemenea, raportul dintre productivitatea de exploatare și productivitatea teoretică.

Pentru obținerea unei eficiențe economice ridicate, combinele cu tăiere integrală pot fi admise la săparea galeriilor cu o lungime mai mare de 300 m și o rezistență satisfăcătoare a rocilor care să permită fixarea lor în deplină securitate. Vitezele de săpare trebuie să fie de 3—4 ori mai mari față de vitezele realizate prin perforare-impuscare și înregistreze valori de 7 — 10 m/zi.

2.4.2. MIJLOACE DE TRANSPORT

Tăierea continuă a rocilor din front în procesul de săpare mecanizată a galeriilor necesită încărcarea și evacuarea rapidă a masei miniere dislocate. Combinele încarcă materialul din front și îl predau unor mijloace de transport. Pentru eliminarea stagnărilor în procesul de săpare este necesară alegerea unor utilaje de transport care să poată prelua întreaga cantitate a rocii deslocate.

Pe lângă transportul rocii este necesar să se asigure transportul materialelor necesare la front. Deși în unele cazuri transportul rocii și materialelor se poate realiza cu același utilaj, practica a dovedit că este bine să se folosească utilaje distincte.

Avansarea frontului determină modificarea permanentă a punctelor de încărcare, transfer, deversare și manevră cu toate implicațiile care decurg din aceste modificări. Modificările trebuie executate în timp scurt și cu multă operativitate, pentru ca stagnările datorită lor să fie minime. Pentru reducerea sau eliminarea stagnărilor în procesul de săpare este necesar ca mijlocul de transport să fie astfel ales încât timpul afectat pentru prelungirea căilor de rulare să fie minim, iar transportul materialelor spre front să nu influențeze evacuarea rocii din front. Uneori, galeriile se execută în strat și, urmărind sinuozitățile acestuia, au pantă variabile. Variațiile de pantă au implicații negative asupra sistemului de transport prin galerii.

Pentru transportul rocii prin galeriile în săpare, se pot utiliza mijloace pentru transport continuu (transportare cu bandă, transportoare cu raclete, instalații de transport hidraulic și pneumatic), sau discontinuu (transport pe cale ferată, instalații de monorai, cărucioare navetă etc). Transportul se poate realiza și combinat, cu condiția corelării tehnico-funcționale a mijloacelor de transport.

Principalii factori care influențează alegerea mijlocului de transport sînt:

- tipul și productivitatea combinei;
- tipul, destinația și durata de serviciu a galeriei;
- modul în care galeria urmărește direcția stratului și panta proiectată;
- secțiunea și lungimea galeriei;
- tipul susținerii galeriei și modul în care executarea acesteia influențează procesul de tăiere;

— proprietățile fizico-mecanice ale rocilor în care se sapă galeria.

Transportul continuu al masei miniere. Tăierea cu combina reprezentînd un proces continuu determină corelarea acesteia cu transportul continuu al rocilor. Pentru trans-

portul continuu al rocilor se recomandă utilizarea transportoarelor cu bandă sau a transportoarelor cu raclete. Aceste utilaje pot dispune de capacități mari de transport, asigurând evacuarea rapidă a rocilor. Ele pot prelua variațiile în anumite limite, ale pantei și direcției galeriilor.

Deversarea rocilor de pe transbordorul combinăi direct pe un transport cu bandă sau cu raclete impune lungirea frecventă a acestuia, operație care implică stagnări în procesul de lucru. Frecvența lungirilor se poate reduce prin introducerea în fluxul de transport, între transbordor și transportorul principal, a unui transportor călăreț cu raclete, suprapus peste cel principal. Transportorul călăreț se poate deplasa odată cu combina. Când transportorul principal este cu bandă și în galerie există instalație de monorai, transportorul călăreț se poate deplasa pe aceasta (fig. XIX.108). Când transportorul principal este cu raclete, transportorul călăreț glisează pe ruma acestuia (fig. XIX.109).

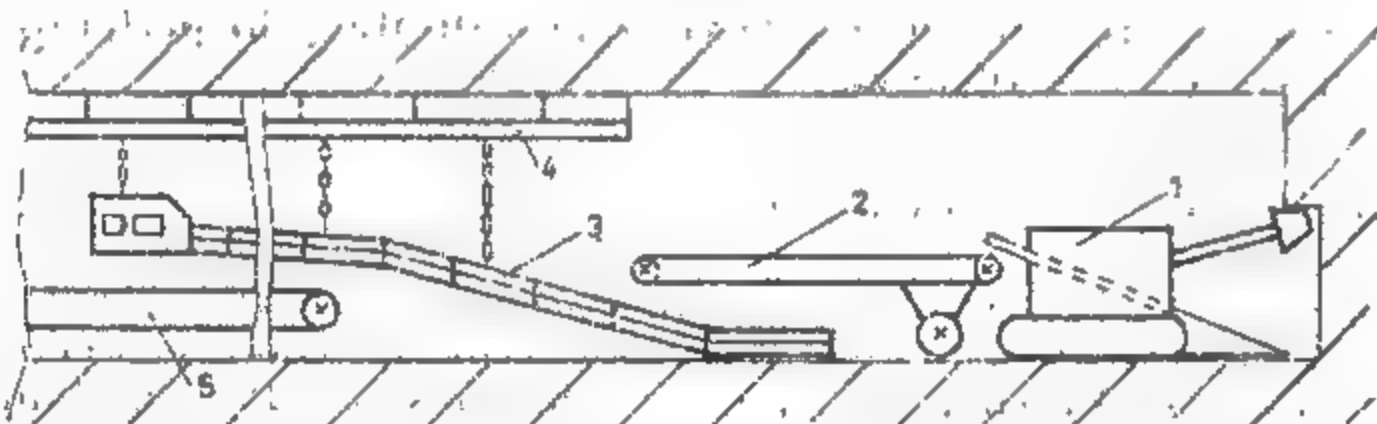


Fig. XIX.108. Transportul rocii cu transportor cu bandă utilizând transportor intermediar călăreț ancorat de monorai:

1 — combină; 2 — transbordor; 3 — transportor cu raclete călăreț; 4 — monorai; 5 — transportor cu bandă.

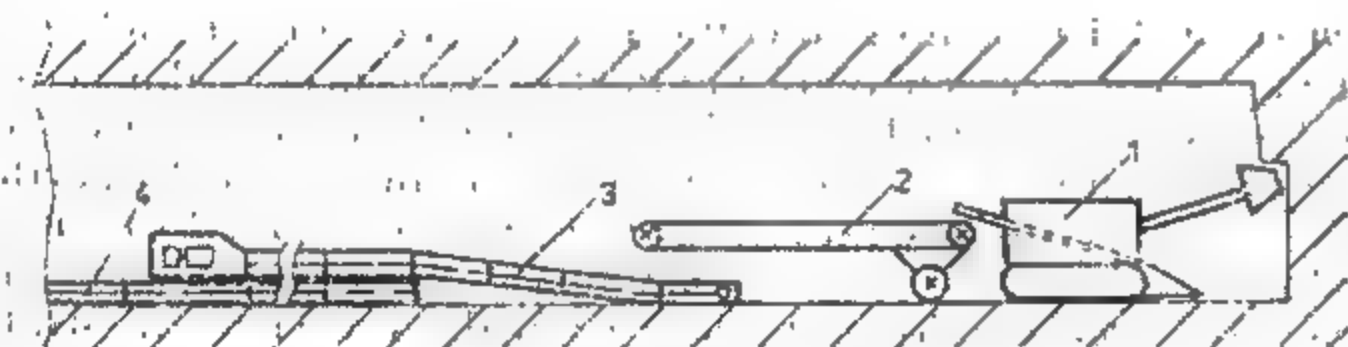


Fig. XIX.109. Transportul rocii cu transportor cu raclete utilizând transportor intermediar călăreț:

1 — combină; 2 — transbordor; 3 — transportor cu raclete călăreț; 4 — transportor cu raclete principal.

Tot pentru reducerea timpului necesar lungirii transportorului din galerie se recomandă (fig. XIX.110) introducerea între transbordorul 2 al combinăi 1 și transportorul cu bandă 3 a unui transportor cu raclete 4, care necesită pentru lungire un timp mai redus. Acest sistem permite lungirea transportorului cu bandă pe tronsoane lungi de 150 — 200 m. Cea mai indicată soluție o reprezintă utilizarea transportoarelor cu bandă extensibile.

Transportoarele cu bandă și raclete prezintă dezavantajul că nu pot asigura transportul în ambele sensuri, nu pot constitui deci mijloace de transport și pentru materiale sau personal.

La noi în țară la întreprinderea „UNIO” Satu Mare se produce în prezent transportoarele miniere cu bandă (TMB) prezentate în tabelul XIX.34.

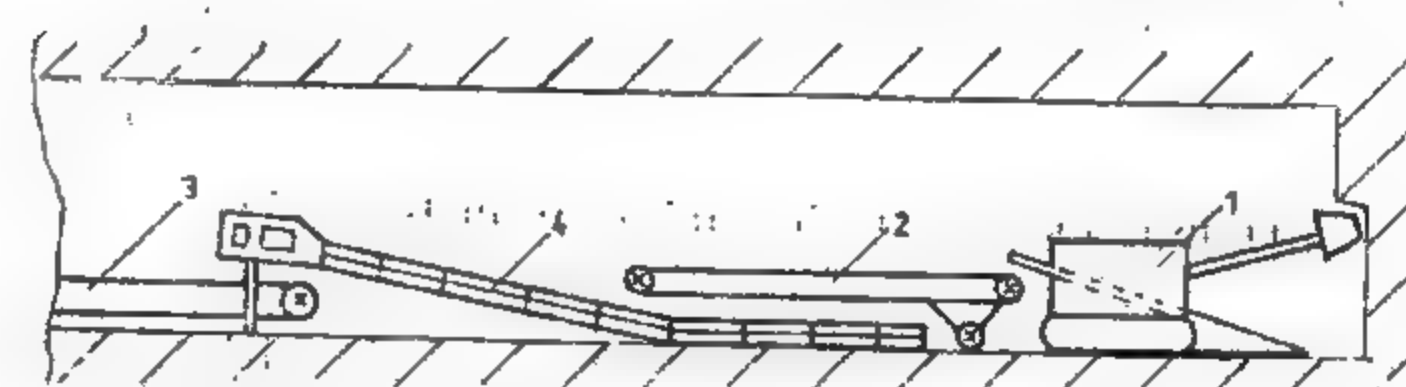


Fig. XIX.110. Transportul rocilor cu transportor cu bandă utilizând un transportor intermediar cu raclete.

Tabelul XIX.34

Transportoare cu bandă fabricate în România

Tipul transportorului	UM	TMB-800	TMB-1000	TMB-1200
Lățimea benzii	mm	800	1000	1200
Capacitatea de transport maximă	t/h	200	460; 600	800; 1100
Viteza benzii	m/s	1,6	2; 2,5	2,5; 3
Diametrul maxim al bucăților de rocă transportate	mm	300	500	600
Numărul tobelor de acționare	buc	2	2	2
Diametrul tobelor	mm	400	500	630
Numărul maxim și puterea motoarelor	kW	4 x 22	4 x 37; 4 x 55	4 x 75; 4 x 100
Lungimea maximă pe orizontală	m	840	1000	900

Aceste transportoare funcționează în galerii cu înclinarea până la 18°; sînt echipate cu bandă greu combustibilă și antistatică și echipamentul electric este executat în construcție antigrizutoasă. Se fabrică în două variante constructive: pentru a funcționa suspendate de tavanul galeriei sau montate pe vatră.

Întreprinderea „Unio” Satu Mare produce și transportoare cu bandă de mare capacitate cu lățimea benzii de: 1400; 1600; 1800; 2000; 2200 mm avînd capacități de transport de 4700; 6300; 8000; 10 000; 12 500 m³/h. Acestea pot fi utilizate la transportul rocilor rezultate din săparea galeriilor cu secțiune mare (tunele). Aceeași întreprindere produce și transportoarele cu raclete prezentate în tabelul XIX.35.

Rocile dislocate din front se pot transporta și cu instalații de transport hidraulic sau pneumatic. Aplicarea acestor sisteme de transport se recomandă în special cînd rocile se utilizează pentru rambleiere.

Transportul discontinuu al masei miniere. Se poate face pe cale ferată, pe monorai, cu cărucioare navetă și alte mijloace de transport.

Transportul pe calea ferată. Calea ferată prezintă avantajul că permite transportul în ambele sensuri. Vagonetele, după descărcarea rocii, pot transporta materialele necesare la front. Calea ferată asigură un suport mai sigur pentru vehiculare decît vatră lucrării miniere. Ca balast și material de buraj pentru calea ferată se folosește deseori chiar roca dislocată din front.

Transportul pe calea ferată întâmpină mari dificultăți cînd panta galeriilor se modifică. Această situație se întâlnește frecvent la săparea galeriilor de pregătire care urmăresc strălele de cărbune.

Tabelul XIX.35

Transportoare cu raclețe fabricate în România

Tipul	UM	TR-2	TR-3	TR-4	TR-5	TR-6	TR-7
Caracteristici tehnice							
Capacitate de transport	t/min	0,7; 1,1	2,5; 4,1	4,1; 6,6	3,3; 4,1	5;7	7;10
Inclinarea maximă	grd.	±20	±20	±20	±10		±35
Lățimea jgheabului	mm	444	596	642	596	632	736
Unghiul de deviere al jgheaburilor	grd.	3	3	3	3	3	3
Numărul lanțurilor	buc.	2	2	3;2	2	1;2	2;1
Puterea motorului unui grup de acționare	kW	13	22	45	40	55	110
Numărul maxim al grupurilor de acționare	buc.	1	4	4	3	4	2
Lungimea maximă	m	60	120	240	120	240	120

Transportul pe calea ferată implică stagnări în procesul de tăiere, cauzate de prelungirea căii ferate și schimbarea garniturii de vagonete în punctul de încărcare.

Pentru încărcarea vagonetelor, combinele le sînt atașate transbordoare. Transbordoarele sînt, de regulă, transportoare cu bandă montate în consolă sau ancorate de elementele susținerii galeriei. Garnitura de vagonete se încarcă prin deplasarea succesivă a vagonetelor sub capul de deversare al transbordoului. Pentru eliminarea timpului de manevră datorită schimbării vagonetelor, pline sau goale, este indicat (fig. XIX. 111)

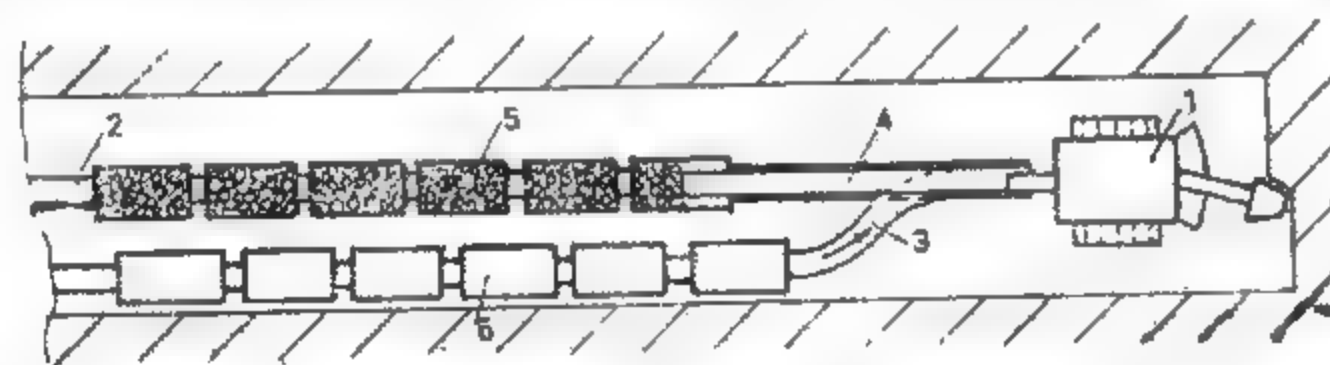


Fig. XIX.111. Transportul cu vagonete utilizînd cale ferată dublă provizorie în spatele combinei.

ca în spatele combinei 1 să se monteze un tronson provizoriu de cale ferată dublă 2. La capetele tronsonului există schimbătoare de cale. Unul dintre ele, 3, se amplasează sub transbordoul 4 al combinei. Acest sistem de transport permite schimbarea rapidă a vagonetelor pline, 5, cu cele goale, 6, în punctul de încărcare.

Pentru protejarea căii ferate este necesară evacuarea apei din galerie. Pentru scurgerea apei prin canal este necesar să se asigure panta minimă de 2‰. Este preferabil ca panta galeriei să fie astfel stabilită încît rezistența la mișcare în jos a trenului plin să fie egală cu rezistența la mișcare în sus a trenului gol. Pentru eliminarea posibilității deplasării libere a vagonetelor pe calea ferată este necesar ca panta galeriei să nu depășească 7‰.

Ecartamentul căii ferate de mină poate avea următoarele valori: 570; 600; 630; 750; 760 mm.

Pentru transport se pot utiliza diferite tipuri de vagonete. După construcția lor vagonetele pot fi: cu cutie fixă — care se descarcă prin culbutare; cu cutie al cărui perete lateral este rabatabil; cu cutie avînd fund rabatabil; cu cutie basculantă lateral.

La noi în țară (la U.M.H. Crișcior) se produc vagonetele de mină ale căror caracteristici sînt prezentate în tabelul XIX. 36.

Tabelul XIX. 36

Tipuri de vagonete de mină fabricate în România

Tipul vagonetului	Capacitatea cutiei [m ³]	Dimensiunile vagonetului [mm]			Ampatament [mm]	Masa netă [kg]
		lungime	lățime	înălțime		
Vagonete cu cutie fixă						
VF-0,6	0,6	1330	794	1100	450	390
VF-0,75/OOA	0,75	1530	794	1100	450	390
VF-1	1	1710	809	1215	475	550
VF-1D-OO	1	1700	810	1222	476	554
Vagonete autodescărcătoare (cu perete rabatabil)						
VA-OO-OO	3	3598	1100	1400	1400	2550
VA-1235-O	3	3600	1100	1400	1400	2300
Vagonete cu cutie basculantă lateral						
VBL-0,6B-O	0,6	1450	744	1179	476	550
VBL-1B-O	1	1900	808	1286	550	680
VBL-1-OO	1	1900	801	1250	550	507
VBL-0,6-OO	0,6	1700	745	1150	450	410

Pe distanțe scurte vagonetele pot fi tractate de trolii cu cabluri. Cablurile utilizate trebuie să aibă coeficient de siguranță 6 în raport cu sarcina transportată.

Troliile utilizate pot fi cu una sau două tobe.

Tractarea cu trolii se aplică mai mult în punctele de încărcare și de formare a garniturilor.

Pentru acționarea trolilor se utilizează motoare electrice.

Locomotivile de mină pot fi acționate: cu energie electrică, pneumatică sau cu motoare Diesel. Locomotivile acționate cu energie electrică pot fi cu troleu sau cu acumulatori.

Locomotivile electrice de mină fabricate și utilizate în România sînt prezentate în tabelul XIX.37.

Locomotivile Diesel de mină (LDM) produse și utilizate în România sînt: LDM-45; LDMS-45; LDMH2-45. Acestea sînt acționate de motoare cu puterea 33 kW, care dezvoltă o forță de tracțiune de 17 kN. Se înscriu în curbe cu raza minimă de 10 m.

Tabelul XIX. 37

Locomotive electrice de mină

Caracteristici tehnice	UM	cu trenuri		cu acumulatori	
		LMT-7	LMT-14	LA-4 (LTA-4) LA-4N	LTA-8
Forța de tracțiune	kV	13,2	18,5	4,7	16
Viteza	km/h	11,3	15,2	6,42	9,7
Puterea instalată	kW	2x20	2x45	2x4,5	2x21
Tensiunea de alimentare	V	250:550	550	72	240
Raza minimă de înscris la curbe	m	7	15	6	11
Dimensiuni de ga- barit	lungime	4140	6000	3166	4990
	lățime	980	1250	895	1200
	înălțime	1550	1650	1600	1750
Masa	t	7	14	4	8

Locomotivele de mină pneumatice (LMP) se recomandă în lucrările cu pericol de aprindere al gazelor sau prafurilor explozive. În România se produc locomotivele LMP-25 și LMP-50 acționate de unul respectiv două motoare pneumatice.

Datorită marilor dificultăți legate de manevra vagonetelor la încărcare și descărcare, capacității reduse a acestora și posibilităților reduse de a transporta materiale lungi (elemente de susținere, șine de cale ferată) în numeroase cazuri se pot utiliza trenuri navelă autodescărcătoare.

Vagoanele siloz autodescărcătoare au capacități mari de transport și nu necesită încărcarea prin intermediul transbordorului.

Transportul pe calea ferată captivă. Montarea căii ferate de mină necesită consum ridicat de muncă și, executându-se pe durată mare de timp, constituie o frână în procesul rapid de săpare mecanizată a galeriilor. Sistemul tradițional de transport dispune de un grad redus de siguranță, determinând deseori stagnări în procesul tehnologic.

O soluție modernă, economică, cu fiabilitate ridicată pentru transport, o constituie calea ferată captivă (fig. XIX.112). Aceasta are construcție mai simplă, este compactă și robustă, se montează ușor și rapid. Tronsoanele de cale se așază direct pe vatră și se îmbină automat.

Dispune de două linii cu ecartament foarte îngust pe care rulează vasele de transport. Siguranța mărită împotriva deraierilor este determinată de un sistem de role atașat vaselor de transport, care rulează pe două ghidaje captive.

Acționarea vaselor de transport se poate realiza cu cablu în circuit închis (ghidat pe un sistem de role) sau cu locomotive. Această cale de rulare poate urmări ușor pantele variabile ale galeriilor.

Pe cale ferată captivă pot rula și trenuri siloz.

Transportul pe monorai. Montarea la tavanul galeriei a căii pentru susținerea și deplasarea vaselor de transport prezintă unele avantaje: calea de rulare nu este afectată de acumulări de apă, de denivelările și umflarea veterei, de eventualele căderi de rocă pe vatra galeriei.

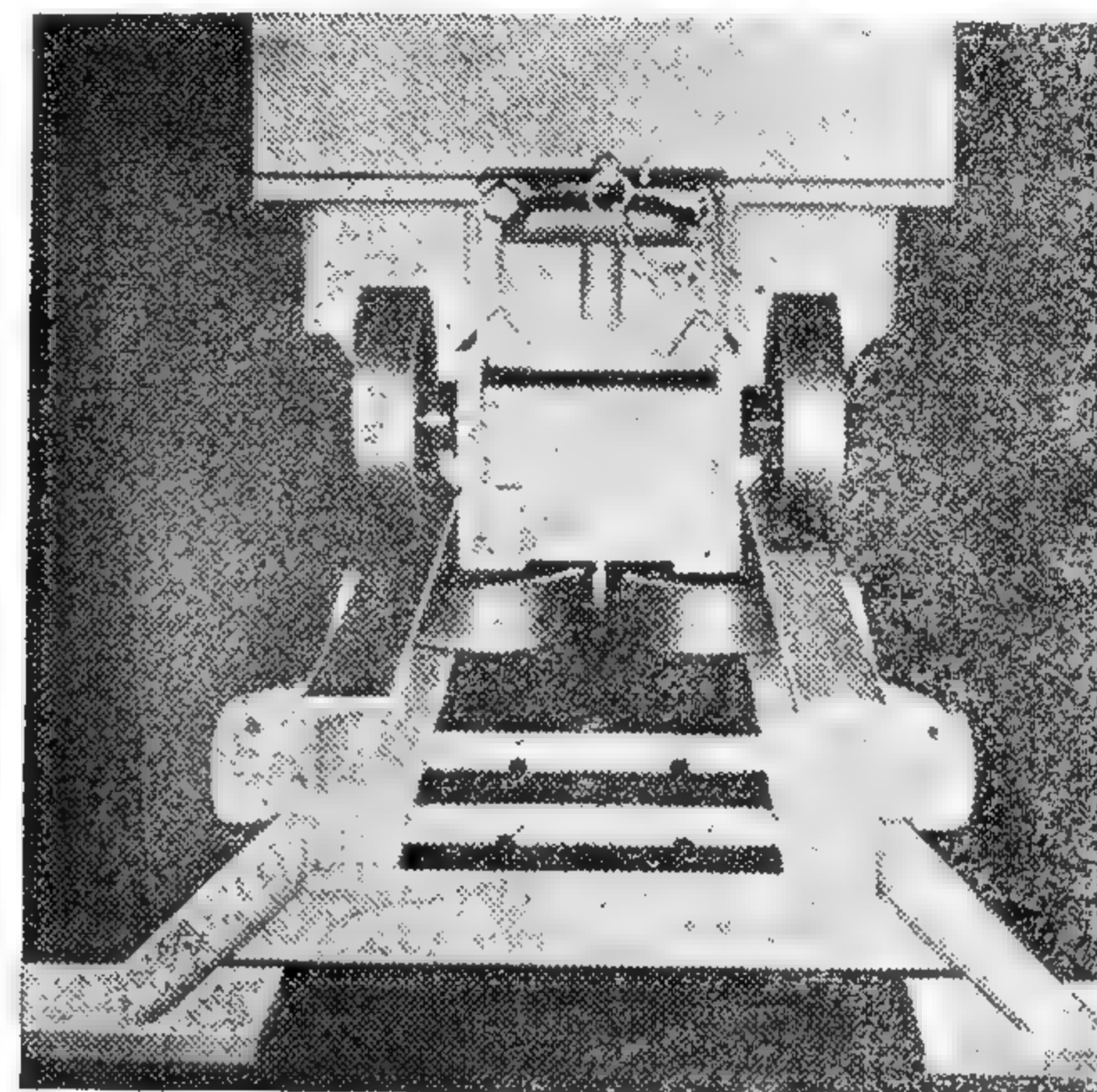


Fig. XIX.112. Cale ferată captivă.

Monoraiul poate fi utilizat cu succes și în galerii cu pante variabile.

Calea de rulare este formată din una sau două linii executate din segmente de oțel profil I, asamblate printr-un sistem de îmbinare rapidă și ancorate de elementele susținerii.

Transportul pe monorai se poate realiza cu locomotive, datorită independenței în funcționare a acestora. Pe traseele de transport mai puțin complicate, în minele cu aeraj dificil sau cu gaze și prafuri explozive, se recomandă acționarea cu cablu fără fire ghidat pe role. Antrenarea cablului se realizează cu motoare electrice.

Dispozitivele de siguranță, gradul de protecție pe care îl asigură transportul pe monorai fac din acest mijloc de transport un instrument fiabil și eficient care completează gama utilajelor dintr-o galerie săpată prin mecanizare complexă.

Monoraiul poate constitui suport și cale de rulare pentru transportorul glisant din spatele combinii.

Transportul cu cărucioare navelă pe pneuri. Deși tăierea rocilor din front se execută continuu, procesul tehnologic de săpare-susținere este în majoritatea cazurilor discontinuu, deoarece susținerea galeriilor nu se execută concomitent cu tăierea. Din acest motiv materialul dislocat prin tăierea unui tronson egal cu pasul de armare (susținere) poate fi preluat de un mijloc care să-l transporte în timpul montării susținerii. Aceasta se poate realiza cu: cărucioare navelă pe pneuri și moșini de încărcat și transportat pe distanțe scurte. Acestea au construcție compactă, gabarite mici, sistemul lor de deplasare poate rula pe vetre cu denivelări, mecanismul de direcție permite o bună manevrabilitate.

tate și deplasarea în ambele sensuri fără întoarcerea căruciorului. În locul de depunere a materialului căruciorul se autodescărcă.

Când tăierea frontului se realizează continuu, în spatele combinei se amplasează un cărucior cu rol de tampon, care încarcă cărucioarele alergătoare. Cărucioarele pot fi acționate cu energie electrică sau cu motoare Diesel.

Alte mijloace pentru transportul rocii. În galerii cu secțiune mare (tunele) rocile se pot transporta cu mijloace de transport specifice activităților de la suprafață, ca: autobasculante, dumpere, tractoare cu remorcă.

Transportul materialelor și personalului. Prin construcție, utilajele pentru transport continuu al rocilor dislocate în procesul de tăiere nu pot transporta materialele necesare la front.

În galeriile cu înălțime mare se pot monta transportoare cu bandă la care ramura plină să fie mult distanțată de cea goală. În această situație ramura goală poate transporta spre front materiale și chiar personal. Acest sistem este totuși pretențios și implică amenajări suplimentare. În acest caz viteza de transport este redusă.

Coloana de jgheaburi a transportoarelor cu raclete poate constitui cale de rulare pentru cărucioare speciale cu ajutorul cărora se transportă materiale la front. Acest sistem nu permite suprapunerea în timp a transportului rocilor cu transportul materialelor.

De regulă, în galeriile în care transportul rocilor se execută cu transportoare cu bandă sau cu raclete, materialele se transportă cu alt mijloc.

Alături de transportorul cu bandă se montează cale ferată sau cale ferată cu ghidaj captiv pentru a servi la transportul materialelor și personalului. Aceste căi pot servi și pentru transportul utilajelor din complexele mecanizate de abataj. Alături de aceste transportoare pot fi utilizate cu succes instalațiile de monorai.

Transportul pe monorai elimină o serie de operații la transportul materialelor. Materiale, piesele și subansamblele mari se ridică cu macarale care rulează pe monorai și se depun direct în locul destinat. Pentru transportul materialelor și pieselor mărunte se pot utiliza vase de transport sau containere.

Instalația de monorai reprezintă un mijloc sigur pentru transportul personalului. Transportul personalului se realizează în cărucioare special construite.

Când în galerii nu este montată nici o cale de rulare și transportul rocilor se efectuează cu cărucioare navetă pe pneuri, pentru transportul materialelor și personalului se utilizează același mijloc de transport. Pentru transportul personalului se utilizează cărucioare construite în acest scop.

2.4.3. SUSTINEREA GALERIILOR

Modificarea stabilității masivului prin săparea unei lucrări miniere este compensată parțial prin realizarea unei susțineri a golului creat. Dezechilibrul apărut în masivul de rocă este necesar a fi menținut în limitele nedistructive o perioadă de timp, atât pentru securitatea omului, a utilajelor cât și pentru realizarea susținerii.

O susținere se consideră eficientă și bine aleasă atunci când, împreună cu rocile cu care intră în contact direct, formează un ecran de preluare a presiunilor ce se manifestă în jurul golului excavat.

Factorii care condiționează o bună alogere a tipului de susținere sînt numeroși, iar stabilirea unor criterii stricte de dimensionare a susținerilor este relativă. Stabilitatea lucrărilor, alegerea unei susțineri adecvate condițiilor concrete și economice din punctul de vedere al duratei de lucru sînt, în general, condiționate de foarte mulți factori. O con-

cordanță s-a putut stabili între proprietățile fizico-mecanice ale rocilor și caracteristicile lucrării respective.

Noțiunea de *coeficient de stabilitate* (n) vine în ajutorul imediat al aprecierii tipului de susținere în funcție de adîncimea la care se află amplasată lucrarea minieră și principalele proprietăți fizico-mecanice ale rocilor, și este dat de relația:

$$n = \frac{\sigma_c \cdot \eta \cdot \xi \cdot K}{\gamma \cdot H \cdot K_1 \cdot K_2} \quad (2.123)$$

în care: σ_c — este rezistența la compresiune a rocilor, daN/cm²;

γ — masa volumetrică a rocilor, t/m³;

H — adîncimea la care se execută lucrarea, m;

K — coeficient de influență a umidității asupra rezistenței la compresiune ($K = 0,8$ pentru gresii; $K = 0,7$ pt. argilă; $K = 0,65$ pt. marne);

K_1 — coeficient de concentrare a presiunilor ($K_1 = 2$ la profile circulare; $K_1 = 2,5$ pt. profile semicirculare sau asemănătoare; $K_1 = 3$ pt. profile dreptunghiulare sau pătrate);

K_2 — coeficient de influență a abatajelor ($K_2 = 1 - 3,5$);

η — coeficient al alterării structurale ($\eta = 0,8$ pentru roci slab fisurate; $\eta = 0,5$ la roci cu un grad mediu de fisurare și $\eta = 0,4 - 0,3$ pentru roci intens fisurate);

ξ — coeficient al rezistenței de lungă durată a rocii ($\xi = 0,8 - 1$ pentru gresii; $\xi = 0,7$ pentru marne și argile).

Tabelul XIX.38, fără a avea un caracter restrictiv, pune în concordanță o clasificare a susținerilor cu domeniul optim de aplicare a fiecărei susțineri, indicînd totodată și profilul adecvat al lucrării.

O susținere minieră se consideră bine aleasă atunci cînd compensează următoarele efecte cauzate de golul excavat:

- concentrarea eforturilor în jurul lucrării miniere;
- mișcarea masivului către golul creat de la elasticitate la fluaj;
- alterarea fizică și chimică pronunțată a rocilor din jurul lucrării.

Funcție de coeficientul de stabilitate, lucrările miniere au fost încadrate în 5 categorii. Fiecărei categorii îi corespunde un anumit tip de susținere. Profilele galeriilor sînt prezentate în fig. XIX.113.

Se observă din tabel că pentru lucrările cu un coeficient de stabilitate (n) mai mare de 0,4 și $\sigma_c > 200$, susținerile posibile de adoptat acoperă cu ușurință necesitățile, în timp ce pentru stabilitate mai mică, tipurile de susțineri adecvate se reduc la una sau două posibilități, atât pentru susținerile definitive cât și pentru cele provizorii.

O susținere se consideră bine aleasă atunci cînd conlucrează cu masivul, acceptîndu-i deformațiile, știut fiind faptul că rolul susținerii nu este acela de combatere a presiunilor ci de preluare cât mai elastică a deformațiilor. Acest lucru a condus la practicarea pe scară tot mai largă a susținerilor combinate.

În procesul de săpare mecanizată a galeriilor operația de susținere are o pondere cuprinsă între 30 și 40 %.

Montarea mecanizată a susținerii metalice în galerii. Evoluția tehnologiilor de săpare mecanizată a atras perfecționarea continuă a procedeelelor de susținere mecanizată. Pentru condițiile și necesitățile concrete fiecărui bazin, privind susținerea în arce metalice, operație care reclamă un volum mare de muncă și timp, s-a trecut la realizarea unor

testificarea și domeniul de aplicare a sustinerilor în lucrările miniere orizontale

Clasificarea și domeniul de aplicare a funcției de :

CLASIFICAREA SUSȚINERILOR				DOMENIUL DE APLICARE FUNCȚIE DE :					Prețului optim conform fig. XIX-113	
Sustinere	După materialele folosite	După modul de comportare la preluare	După modul de realizare a susținerilor	Rezistența la compresune a rocilor, σ_c [daN/cm²]	După coeficientul de stabilitate :					
					$\leq 0,2$	$0,25 - 0,4$	$0,4 - 0,7$	$0,7 - 1,0$		> 1
Definitivă	metal	rigidă	poligonală	> 200						1, 2, 4, 8
			în arce							
		semirigidă	articulate, din bare							x
			articulate din arce							
			combinate (arce și bare)							
		elastică	în arce închise							x
			în arce deschise							
	beton	rigidă	beton monolit (bă-tut)	> 200						x
			beton armat	> 400						
			beton torcretat	> 200						
			zidărie							
			panouri prefabricate	> 50						
		semirigidă	tubinguri							x
			zidărie și calupuri de lem	> 200						

Provizorie	combinată	rigidă	ancore și torcret	> 100			×	×	×	toate profilele
			ancore, panouri și injectări	> 50	×		×	×	×	4,5,6,7,8
			beton și armături metalice	> 100		×	×	×	×	3,4,5,6,7
			ancore	> 200				×	×	toate profilele
	metal	rigidă	ancore și plasă							
			poligonală							3,9,10,11,12
			în arce							
		semirigidă	articulată, din bare	> 200				×	×	toate profilele
			articulată, din arce					×		
			combinată (arce și bare)							
lemn	elastică	în arce închise								
		în arce deschise								
materiale speciale	semirigidă	poligonală	> 200				×	×	3,9,10,11,12	
		speciale (silicatizări, argilizări, congelări)	> 50	×	×				toate profilele	
		panouri sintetice		×	×					

instalații și dispozitive de mecanizare a susținerii metalice atât în condițiile săpării mecanizate cât și prin procedeele convenționale. Pentru mecanizarea susținerii cu arce metalice s-au realizat în țară manipuloarele MMA 500, 750 și 1 000.

Construcția acestora este simplă, acționarea fiind asigurată cu ajutorul unui motor electric amplasat pe căruciorul portativ ce culisează pe o cale de rulare tip monorai

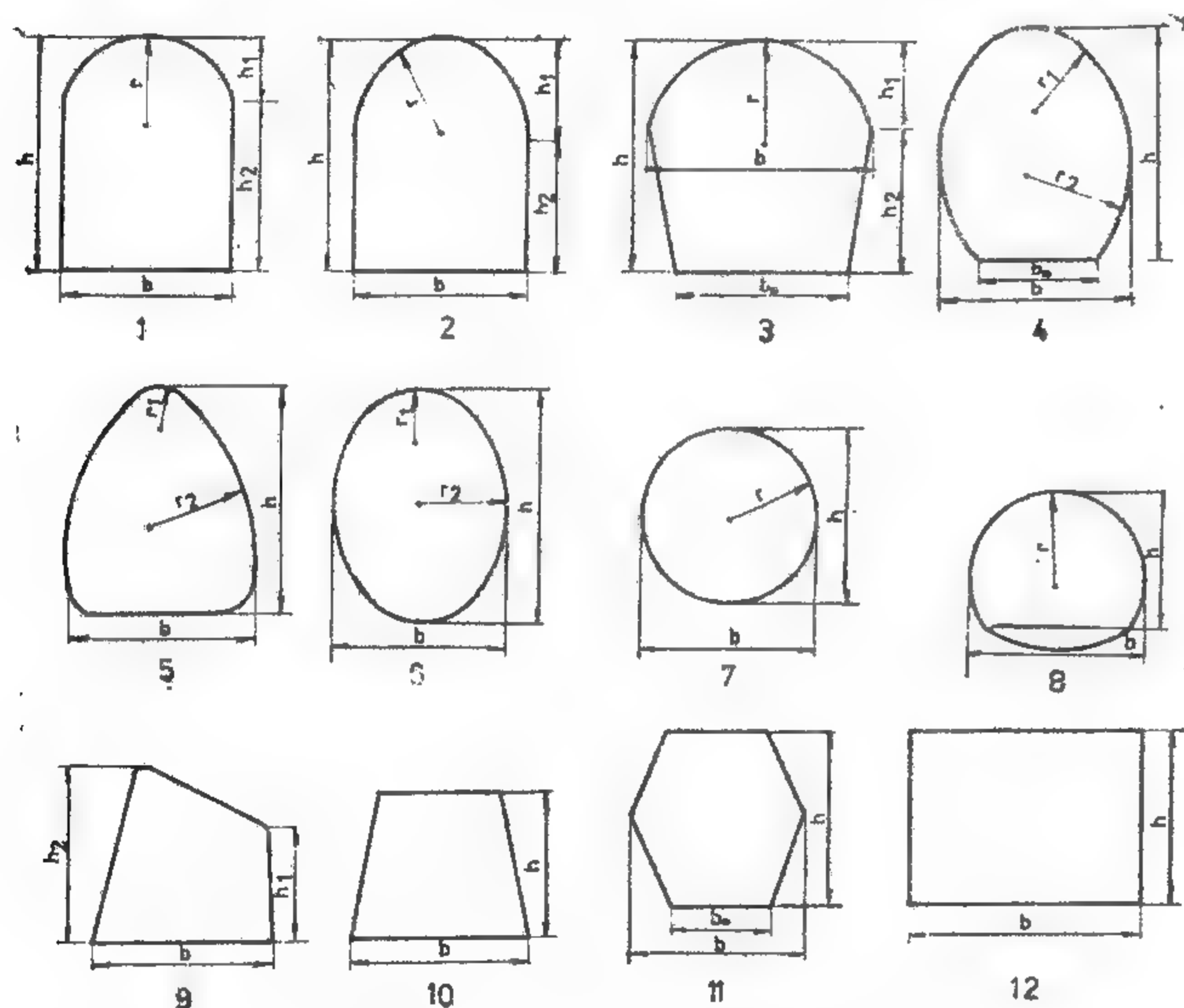


Fig. XIX.113. Diferite profile ale lucrărilor orizontale.

asezată la tavanul lucrării în săpare. Brațele de acționare pot fi astfel construite încât să asigure montarea uneia sau a 2-3 armături metalice. Se poate mecaniza numai ridicarea la tavan a grinzilor sau a întregului cadru premontat pe o estacadă amenajată în imediata apropiere a frontului de lucru. Aplicând o astfel de tehnologie se reduce consumul de muncă cu 50-80 %, timpul de susținere cu circa 40-60 % și sporuri în avansările lunare de 50-60 m. Acest procedeu poate fi adaptat atât la lucrările de deschidere, cât și la cele de pregătire.

Prin mecanizarea susținerii provizorii în lucrările de deschidere se creează premisele realizării unui flux de săpare continuu, eliminându-se strangulările în săpare cauzate de succesiunea operațiilor.

Montarea mecanizată a prefabricatelor din beton. Prefabricatele din beton se pot monta în imediata apropiere a frontului sau în spatele combinei.

Pentru săparea și susținerea mecanizată a galeriei cu prefabricate din beton în imediata apropiere a frontului se poate utiliza *agregatul minier tip „Oltenia”*.

Tehnologia de lucru cu acest agregat elimină operația de susținere provizorie. Menținând ideea utilizării unor subsansamble de mecanizare larg utilizate în exploatare s-a conceput o tehnologie de lucru cu susținere definitivă directă în front.

Tehnologia se bazează pe o serie de perfecționări aduse combinelor de înaintare privind acționarea hidraulică, precum și pe experimentările deja efectuate privind susținerea în galerii cu prefabricate mari de beton armat. Sistemul prevăzut, de asemenea integrat, constă în mecanizarea tuturor operațiilor miniere și anume: săparea, susținerea, amenajarea galeriei, transportul cărbunelui și materialelor. Subsansamblele complexului mecanizat pentru galerii nu sînt în prezent în construcție de serie, dar pot fi adaptate extrem de ușor prin asamblarea diferitelor organe de mașini miniere existente, prezentate în continuare.

Combina manipulator constă dintr-un braț de tăiere cu atac punctiform extensibil prevăzut cu un braț rabatabil suprapus pentru montarea prefabricatelor. Șasiul combinei glisează pe barele montate prin încastrare în elementele prefabricate.

Transportorul cu raclete este oscilant. Transportorul cu bandă portal este în dotarea oricărei combine de înaintare.

Tehnologia de lucru constă în următoarele: se pregătește combina pentru tăiere, rabatîndu-se în spate brațul manipulator al prefabricatelor. Partea mobilă a transportorului cu raclete se lasă cu capul de întoarcere pe vatra galeriei. Se sapă cu combina un cîmp de minimum 0,5 m, în funcție de stabilitatea rocii, rocile tăiate fiind încărcate prin cădere liberă pe transportor.

Curățirea vetrei se face prin manipularea cu atenție a tamburului combinei în apropierea transportorului. Materialul se încarcă cu ajutorul transportorului portal în vagonete cu flux continuu, datorită unei dublații de cale ferată care se deplasează mecanizat.

Combina poate tăia orice profil, dar profilul optim este cel circular, brațul de tăiere fiind articulată în centrul profilului. Avînd în vedere că încărcarea materialului se realizează cu ajutorul unui transportor cu raclete rectiliniu în plan orizontal, combina poate fi folosită cu succes în argilele și marnele cu tărie mică din bazinul Olteniei.

După excavarea unui cîmp cu lungimea de 0,5-3 m, combina se pregătește pentru operația de susținere, prin rabatarea în față a brațului manipulator, ridicarea hidraulică a părții oscilante a transportorului și montarea cablului transportor pe scripetele în consolă. Prefabricatul de beton se descarcă de pe platformă cu ajutorul macaralei și se agață cu un dispozitiv special la capătul cablului, după care se tractează pe vatra galeriei cu ajutorul troliului hidraulic al mașinii pînă sub organul de tăiere. Capul manipulator fiind extensibil odată cu organul de tăiere și mobil în toate direcțiile servește la poziționarea prefabricatului de beton armat.

Profilele orizontale pentru suportul combinei și macaralelor sînt solidarizate de fiecare element cu ajutorul unui șurub care se montează în piulița din spatele elementului, această soluție conducînd la solidarizarea prefabricatelor de beton armat pînă la consolidarea prin injectare cu beton.

O caracteristică cu totul deosebită a acestei tehnologii constă în asigurarea unui spațiu, în imediata apropiere a frontului de lucru, pentru amenajarea galeriei cu cale

ferată, operație care se execută, de asemenea, mecanizat cu ajutorul macaralei și a dispozitivelor hidraulice.

Cu această tehnologie de susținere, a căror subansamble de mecanizare nu au o valoare mai mare ca o combină CI-1, se poate asigura o viteză de avansare a galeriei de 15 m/zi, săpare-susținere definitivă și amenajare.

O altă tehnologie de mecanizare de susținere definitivă este cea de montare a panourilor prefabricate cu ajutorul unui dispozitiv alăsat combinei CI-2. Tehnologia a fost aplicată cu bune rezultate la I. M. Lonea și direcționala de la orizontul 350.

Dispozitivul este de construcție simplă, având două articulații cilindrice care permit deplasarea unui braț în plan vertical și orizontal. Brațul este acționat hidraulic. Dispozitivul este poziționat pe reductorul brațului tăietor pentru montarea panourilor pe vatră și tavan și pe organul tăietor pentru montarea panourilor laterale.

Pentru montarea prefabricatelor, în spatele combinei a fost realizată susținerea pășitoare SPG-1 pentru galerii.

Aceasta susține zona frontului în care se execută tăierea și evacuarea rocii. A fost concepută pentru a lucra în complex cu combina CI-2, pentru galerii cu pereți drepecți și tavan boltit, profil specific zonelor cu stabilitate medie. Ea permite montarea susținerii definitive independent de tăiere- evacuare. Tehnologia de lucru este prezentată în fig. XIX. 114.

SPG-1 se compune din : stâlpii hidraulici portanți, cadrele de rezistență, grinzile longitudinale, cilindrii de pășire, cilindrii de redresare, apărători laterale, dispozitive de prindere a plasei.

Montarea prefabricatelor în spatele scutului se execută cu un manipulator compus din : corpul manipulatorului, mecanismul de ridicare, brațul manipulator, mecanismul de rotire, căile de rulare, dispozitivul de rulare, grupul de comandă.

Manipulatoarele au fost realizate în variantele MMP 750 și MMP 1 000. Susținerea definitivă se realizează cu panouri prefabricate de tip P1, P2, pentru montarea lor folosindu-se două manipulatoare montate pe pereții galeriei.

În vederea asigurării unei bune stabilități a susținerii se recomandă umplerea mecanizată a extradosului cu ajutorul mașinilor de tip Mixocret sau MTI, pentru a se putea realiza o săpare-susținere continuă.

Această tehnologie prezintă o serie de avantaje :

- reduce secțiunea în săpare cu peste 20 % ;
- reduce durata de susținere cu 80 % ;
- reduce consumul de material lemnos cu peste 90 % ;
- reduce consumul de muncă cu 1,2 posturi/m ;
- realizează viteze de 110—120 m/lună galerie săpată și susținută definitiv.
- reduce efortul fizic ;
- crește productivitatea muncii ;
- procesul de săpare-susținere are o organizare simplă, redată în fig. XIX.115.

2.4.4. TEHNOLOGII TIP DE SĂPARE MECANIZATĂ A GALERIILOR

Caracterizarea tehnologiilor tip de săpare mecanizată a galeriilor. Tehnologia de săpare a unei galerii este o parte componentă (o fază) a tehnologiei de executare a galeriei respective și numai în particular se confundă una cu cealaltă. În general, însă, tehnologia de executare a galeriei poate cuprinde, pe lângă faza de săpare, faze separate de lărgire (săpare vatră), susținere definitivă și amenajare definitivă cu cale ferată, canal de scurgere a apei, culoar de circulație și montarea rețelelor definitive de transportoare, de alimen-

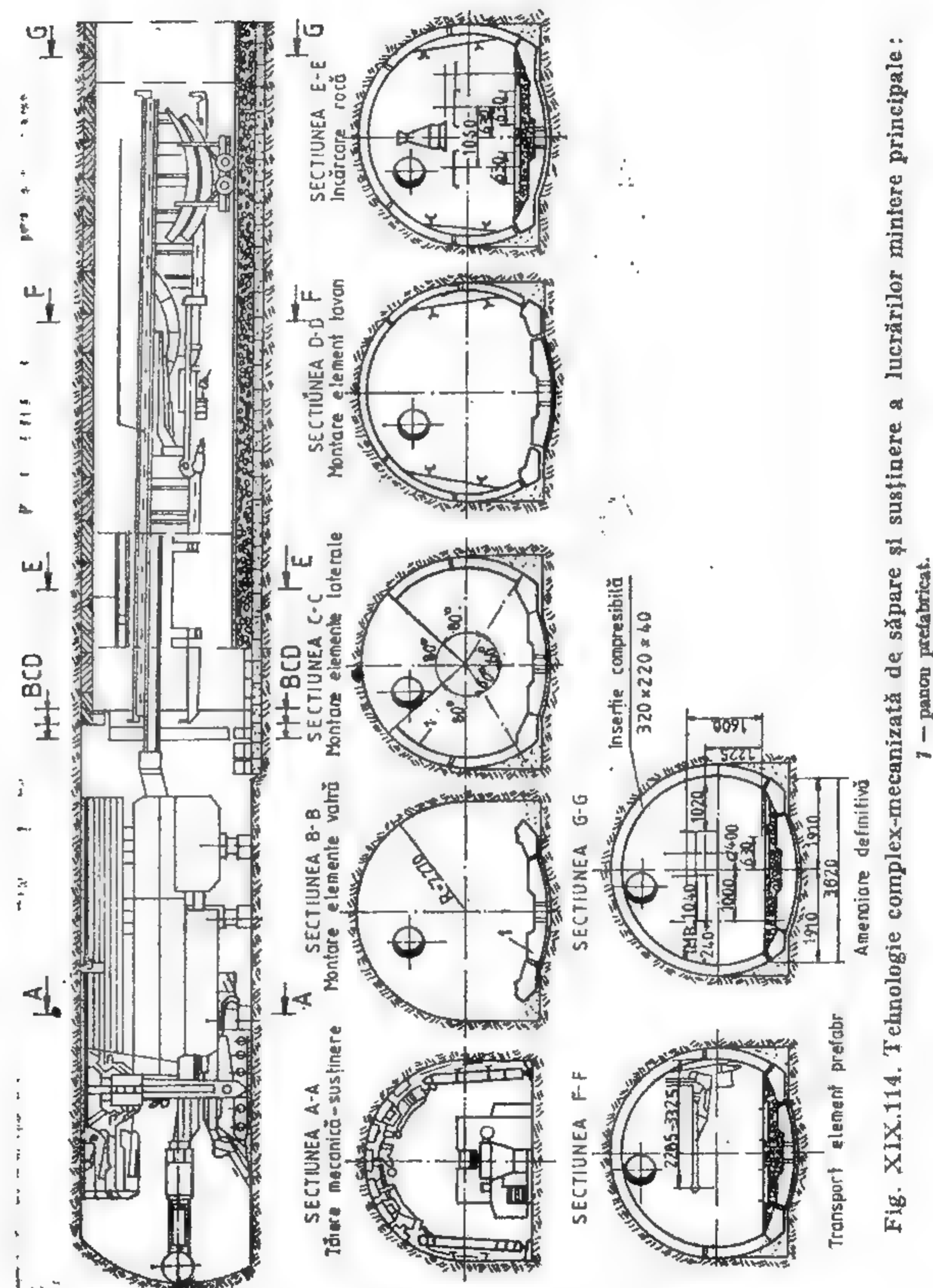


Fig. XIX.114. Tehnologie complex-mecanizată de săpare și susținere a lucrărilor miniere principale :
1 — panou prefabricat.

tare cu energie electrică, aer comprimat, apă ș.a. De asemenea, executarea unei galerii cuprinde și executarea unor lucrări inițiale specifice galeriei concrete de executat și tehnologiei de săpare aplicate (atacări, puncte de culbutare, lărgiri pentru stații de

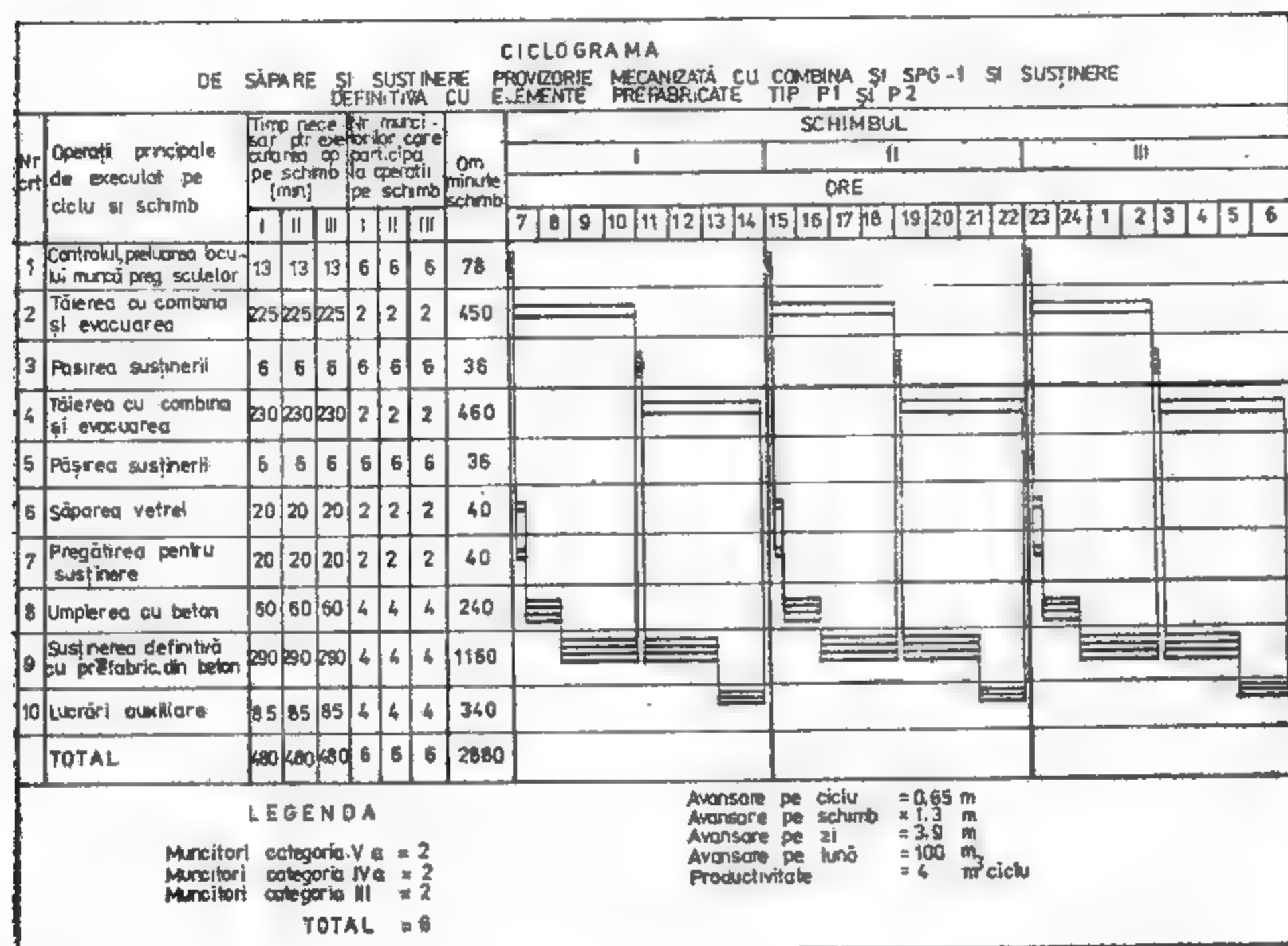


Fig. XIX.115. Ciclograma de săpare și susținere provizorie-mecanizată cu combina și SPG-1 și susținere definitivă cu elemente prefabricate tip P₁ și P₂.

monoral, nișe pentru echipamente staționare, dublații sau ramificații pentru manevre ș.a.). Unele din lucrările cu destinație specială menționate imediat mai sus pot fi necesare și după o avansare oarecare cu frontul de săpare.

Potrivit celor de mai sus rezultă că tehnologia de executare a unei galerii poate fi definită ca un ansamblu de soluții tehnico-ingenerești și organizatorice care să permită realizarea în condiții de eficiență, în deplină securitate, a unei anumite lungimi de galerie incluzând: tehnologia de săpare și susținere provizorie (definitivă), lărgirea și susținerea definitivă (când acesta nu s-a realizat în prima fază), amenajarea definitivă a galeriei, parametrii fazelor menționate; tehnologia și mecanizarea operațiilor, secțiunea lucrării, tipul și densitatea susținerii, echipamentele utilizate pentru transportul masei miniere provenite de la săpare și pentru transporturile auxiliare, schemele de alimentare cu energie electrică, principalele echipamente electrice, utilajele de combatere a prafului, scheme de amplasare a utilajelor, scheme de aeraj, graficul de execuție și graficul forței de muncă

Prezentarea ce urmează se extinde numai la partea tehnologiei de execuție a unei galerii care privește faza de săpare și susținere provizorie (definitivă) ce va fi în continuare numită și *tehnologie de săpare* și aceasta pentru cazul particular când excavarea se va realiza cu ajutorul combinelor.

Particularitatea unei galerii concrete și individualitatea condițiilor geologice din formațiunile pe care le va străbate lucrarea conduc în practică la tot atâtea tehnologii de execuție câte galerii concrete sînt de executat. Din acest considerent s-a adoptat noțiunea de *tehnologie tip de săpare mecanizată a galeriilor*, care nu trebuie confundată cu noțiunea de *tehnologie concretă*. Spre deosebire de o tehnologie concretă, o tehnologie tip de săpare mecanizată a galeriilor presupune precizarea unor parametri care sub aspectul condițiilor de execuție și al caracteristicilor galeriei reprezintă situațiile cele mai tipice, iar sub aspectul soluțiilor tehnico-ingenerești și organizatorice caracterizează variantele cele mai raționale și eficiente.

Caracterizarea tehnologiilor tip de săpare mecanizată a galeriilor este necesară pentru ca orice tehnologie concretă să fie raportată prin diferență la o tehnologie tip și adoptată cu ușurință numai prin analiza judicioasă a acestor diferențe și prin adaptările ce se impun. De asemenea, stabilirea unor normative și a unor norme tehnologice și de consumuri de muncă nu are asigurată o bază rațională fără a se referi la o tehnologie tip, urmînd ca în raport cu aceasta să se exprime corecțiile ce se impun pentru diferitele cazuri particulare.

În definirea unei tehnologii tip de săpare mecanizată a galeriilor, s-a pornit de la identificarea factorilor care influențează soluții tehnico-ingenerești și de la principalii indicatori de rezultat influențați de combinația dintre condițiile în care se execută galeriile și soluțiile aplicabile.

Se consideră ca *parametri principali de caracterizare a condițiilor care influențează soluțiile tehnico-miniere* următorii: numărul galeriilor care se execută simultan; numărul lucrărilor miniere din care se face atacarea; sistemul de transport pe lucrările din care se face atacarea; tăria cărbunelui și a sterilului din front; ponderea sterilului (intercalațiilor) din front; coeficientul de abrazivitate; secțiunea de săpare și secțiunea liberă; regimul presiunii miniere; lungimea totală a galeriei care se sapă.

Principalii *parametri de caracterizare a soluțiilor* sînt: tipul combinei; tipul mijloacelor de transport pe galerie pînă la lucrarea din care se atacă (pentru masa minieră și pentru materiale); tipul și densitatea susținerii.

Orice combinație a condițiilor și soluțiilor tehnice determină soluțiile de organizare și indicatorii tehnico-economici, în particular determină: regimul de lucru în frontul de săpare; efectivul pe schimb al echipei, avansările pe schimb, pe zi și pe lună; productivitatea muncii la săpare ș.a.

În caracterizarea unei tehnologii de săpare mecanizată a galeriilor se va porni de la informațiile cu privire la destinația și la caracteristicile rocilor străbătute de acestea, informații care provin din proiectele de deschidere și din programele de pregătire și exploatare (preliminar anual sau trimestrial). Destinația galeriilor și caracteristicile rocilor străbătute vor determina pozițiile galeriilor de executat în rețeaua de lucrări miniere existente, durata de funcționare, mijloacele de transport utilizate pe galerii în perioada de exploatare și implicit secțiunile de săpare și libere, lungimile galeriilor de executat, forma profilului transversal, felul și densitatea susținerii.

Pentru caracterizarea tehnologiei de săpare sub aspectul racordării galeriilor de executat la rețeaua lucrărilor miniere existente și la sistemul de transport existent se recurge la următorii parametri: numărul galeriilor care se sapă simultan (o singură

galerie sau galerii conjugate cu fronturi apropiate); numărul lucrărilor miniere din care se fac atacările (o singură lucrare sau două lucrări conjugate); sistemul de transport pe lucrările din care se atacă galeriile (cale ferată, bandă, monorai sau combinații ale acestora).

Pe baza parametrilor de caracterizare a situației rețelei existente și a soluțiilor tehnico-miniere de racordare la această rețea, s-au definit tehnologiile tip de săpare a galeriilor din tabelul XIX.39. Trebuie remarcat că numărul tehnologiilor posibile de racordare la rețeaua existentă de lucrări miniere este mult mai mare. Numai prin combinația genurilor de transport de pe lucrările existente cu genurile de transport de pe galeria care se va săpa (în cazul că se face atacare dintr-o singură lucrare și se sapă simultan o singură galerie), rezultă peste treizeci de variante tehnologice. În tabelul XIX.39 sînt reținute numai tehnologiile cele mai răspîndite și care au condus la cele mai bune rezultate tehnico-economice. Din această listă de tehnologii lipsesc, de exemplu, variante cu extindere mare la minele din țara noastră și anume: varianta de transport pe cale ferată cu o singură cale, fără dublație demontabilă (vagonetele goale se răstoarnă de pe linie pentru a ieși cu vagonetele pline); varianta de transport cu o singură cale și tracțiunea cu releu de trolii montate la circa 250 m unul de altul (aplicată la minele de lignit, pe galeriile cu pantă variabilă care urmăresc stratul); varianta de transport cu transportoare cu raclete și transportul manual al materialelor (variantă aplicată la galerii relativ scurte 150—200 m). S-au menționat aceste din urmă variante tocmai pentru a sublinia că nu sînt de natură să conducă la realizări satisfăcătoare. Chiar dacă cu unele din acestea s-au realizat viteze de avansare notabile, acest lucru a fost posibil numai datorită unor consumuri sporite de muncă (productivități scăzute) și unei organizări excepționale. Apropierea variantelor criticate mai sus de tehnologii tip pentru săparea galeriilor cu combina se poate realiza prin folosirea transportoarelor ușoare (numai pentru săpare) la săparea galeriilor care nu vor fi echipate cu transport continuu, introducerea monorailului ca al doilea mijloc de transport sau cel puțin introducerea dublațiilor mobile și a preîncărcătoarelor la front.

Tehnologiile tip de săpare mecanizată a galeriilor includ, aproape fără excepție, un preîncărcător sau un transportor cu raclete deplasabil pe șine pentru a urmări combina. Numai o asemenea soluție tehnică asigură folosirea combinei la întreaga capacitate, prin evacuarea neîntreruptă pe perioade lungi de timp și aceasta fie prin culisarea preîncărcătorului (transportorului glisant) pe un transportor staționar care se lungește în schimburi special destinate, fie prin introducerea unui număr corespunzător de vagonete sub preîncărcător (transportor glisant).

Este lesne de observat că o tehnologie rațională de săpare mecanizată impune asigurarea unor echipamente și amenajări specifice. În fig. XIX.116—XIX.123 sînt prezentate cele mai adecvate tehnologii de săpare mecanizată a galeriilor.

Caracterizarea în continuare a tehnologiilor de săpare mecanizată a galeriilor presupune adoptarea soluțiilor tehnice și de organizare a operațiilor la frontul de lucru, probleme care se tratează în paragrafele următoare.

Alegerea combinelor de săpare a galeriilor. Problema alegerii unei tehnologii de săpare mecanizată a galeriilor îmbracă trei aspecte. Primul aspect este de natură economică și presupune stabilirea eficienței tehnologiilor de săpare mecanizată comparativ cu tehnologiile prin perforare-împușcare. Al doilea aspect este de natură tehnică și presupune precizarea tipurilor de combine și de mijloace de transport care corespund condițiilor concrete în care se va săpa galeria și caracteristicilor acesteia. Al treilea aspect este de natură tehnico-economică și presupune alegerea tipului combinei și al mijloacelor de transport dintre cele disponibile și optimizarea parametrilor tehnologiei de săpare.

Tabelul XIX.39

Caracterizarea tehnologiilor de săpare mecanizată a galeriilor

Lucrări existente din care se începe săparea	Lucrări care se execută	Transportul masei miniere dislocate:		Transportul materialelor	Varianta tehnologică	
		pe lucrările existente	pe lucrarea în săpare		Nr.	Fig.
O singură lucrare minieră	o singură galerie	cale ferată	cale ferată	cale ferată	1	XIX.116
		cale ferată	bandă ce deversează în vagonete	monorai local	2	XIX.117
		cale ferată și bandă	bandă transbordare ce deversează pe bandă	monorai local	3	XIX.118
		bandă și monorai	transportor cu raclete care deversează pe bandă	monorai ramificat	4	XIX.119 XIX.123
Lucrări conjugate	galerii conjugate	cale ferată	bandă pe o galerie	monorai	5	XIX.120
		bandă pe o lucrare	cale ferată pe cealaltă galerie	cale ferată		
	o singură galerie	bandă pe o lucrare	selectiv; cărbune în vagonete cu deversare pe bandă		6	XIX.121
		cale ferată pe o lucrare	steril pe cale ferată			
Lucrări conjugate	galerii conjugate	bandă pe o lucrare, cale ferată pe a doua lucrare	bandă pe o galerie, transportor cu raclete pe cealaltă galerie	monorai	7	XIX.122

Domeniul de utilizare a tehnologiilor de săpare mecanizată a galeriilor este determinat pe de o parte de performanțele tehnice ale combinelor care se construiesc în serie, iar pe de altă parte de considerente economice comparativ cu metodele de săpare prin perforare-împușcare. Aplicabilitatea unui tip de combină este, în principal, condiționată de următorii factori: tăria rocilor din front exprimată prin coeficientul de tărie f ; abrazivitatea rocilor din front exprimată prin coeficientul de abrazivitate stabilit prin metoda lui Baron; înclinarea lucrării; secțiunea de săpare (eventual înălțimea și lățimea galeriei). Utilizarea eficientă a tehnologiilor de săpare mecanizată a galeriilor este determinată în principal de lungimea galeriei de săpat, viteza de săpare care se va asigura și volumul anual de galerii ce se vor executa cu o combină.

În tabelul XIX.40 sunt prezentate, pentru diferite tipuri de combine utilizate în țara noastră, domeniile de valori pentru factorii de influență pentru care corespunde fiecare tip de combină. O analiză a acestor date pune în evidență existența unor suprapuneri parțiale ale domeniilor de aplicabilitate. Pentru a veni în sprijinul specialiștilor s-a conceput un tablou decizional pentru cele mai frecvente probleme de alegere a combinelor. Utilizarea tabelului XIX.40 constă în încadrarea galeriei pentru care se alege

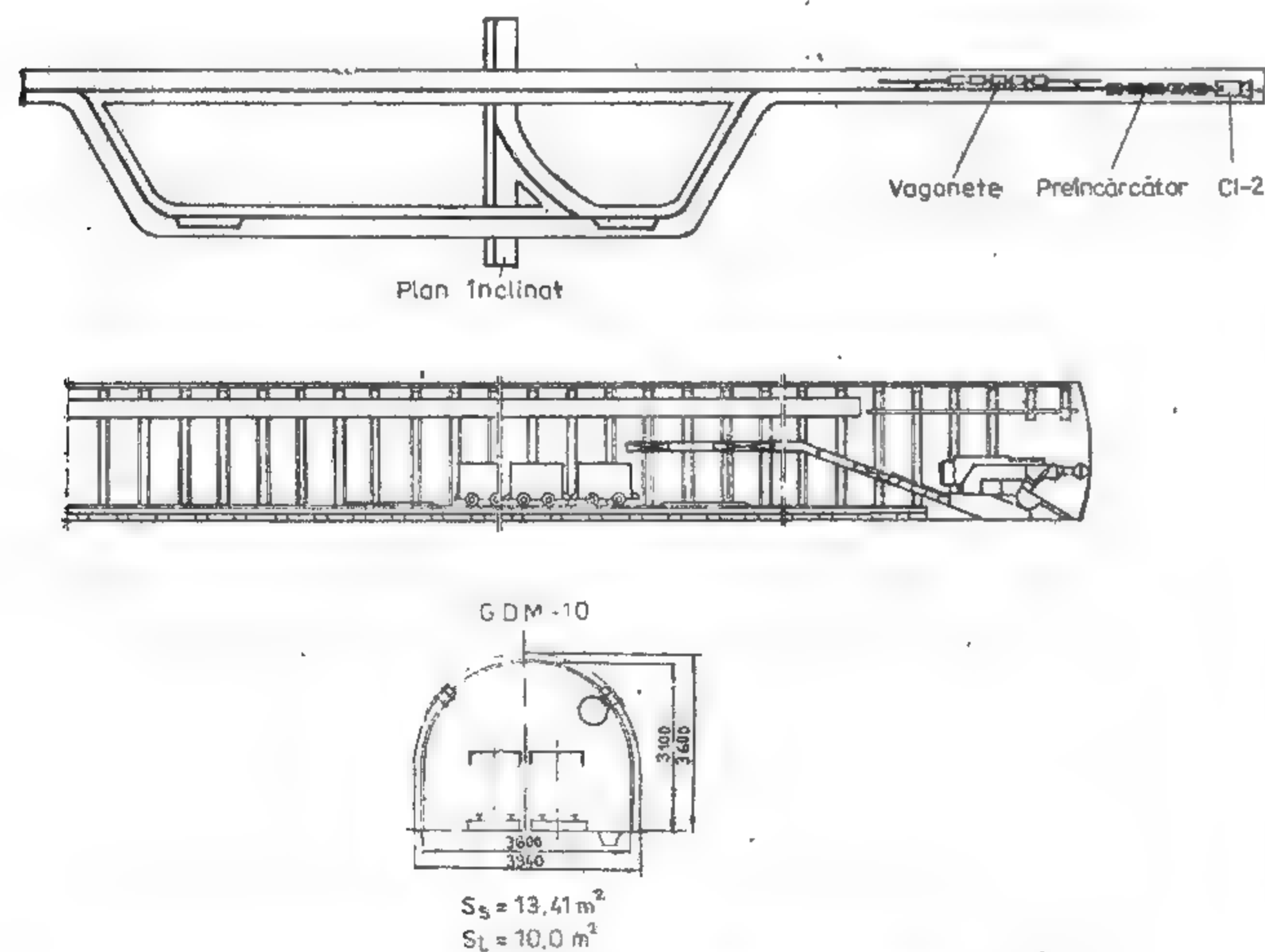


Fig. XIX.116. Tehnologie de săpare mecanizată a galeriilor — varianta 1.

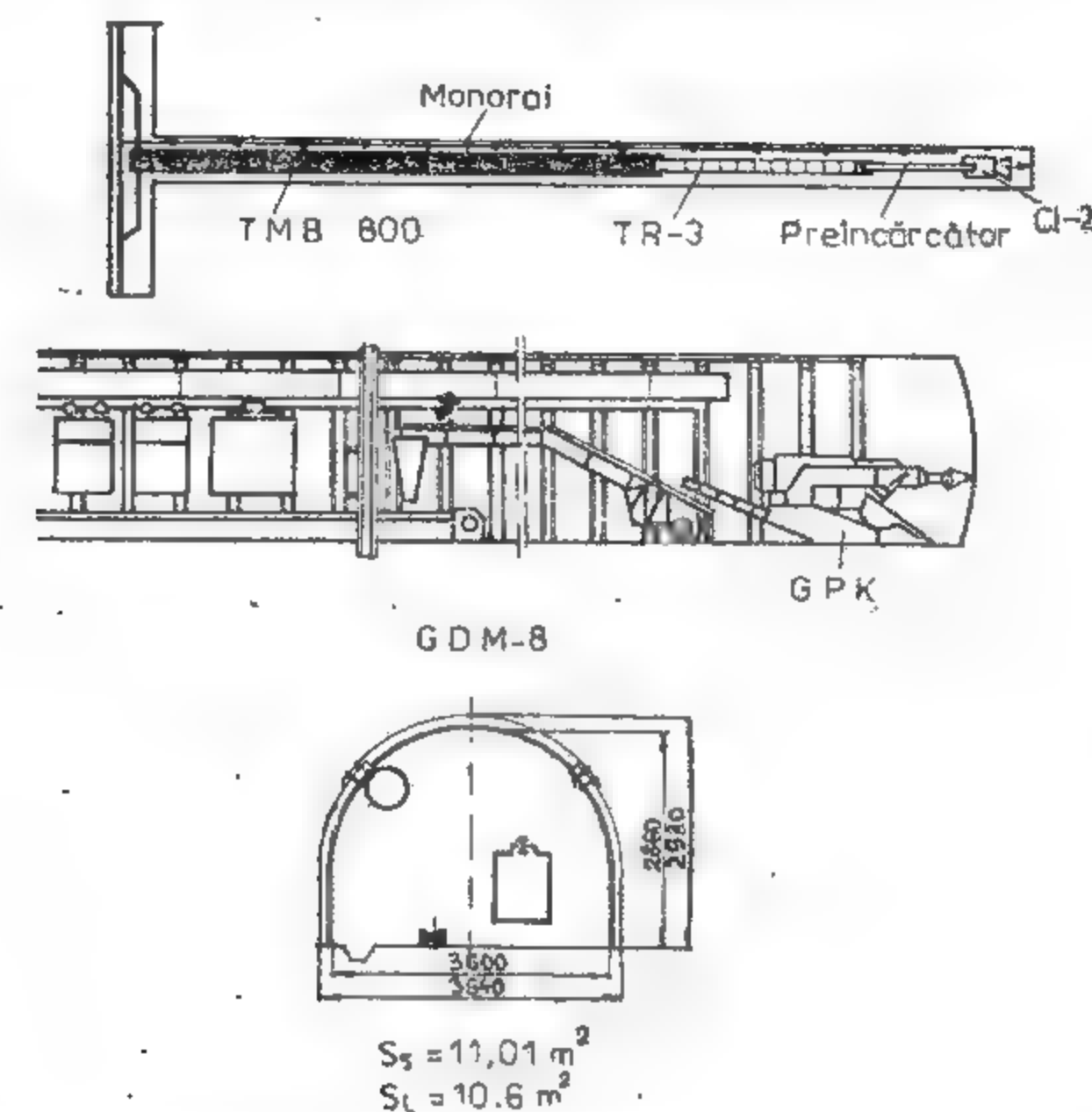


Fig. XIX.117. Tehnologie de săpare mecanizată a galeriilor — varianta 2.

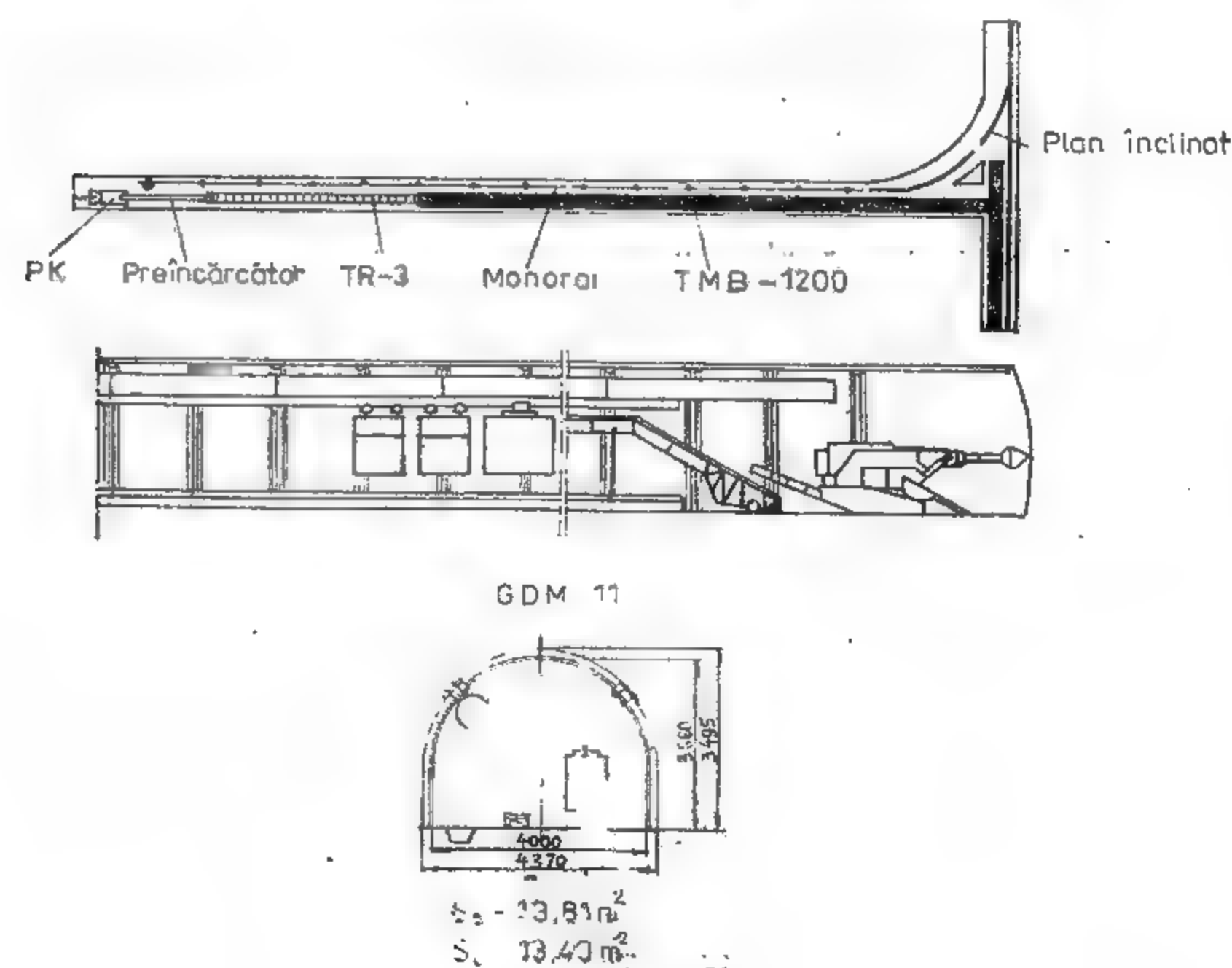


Fig. XIX.118. Tehnologie de săpare mecanizată a galeriilor — varianta 3.

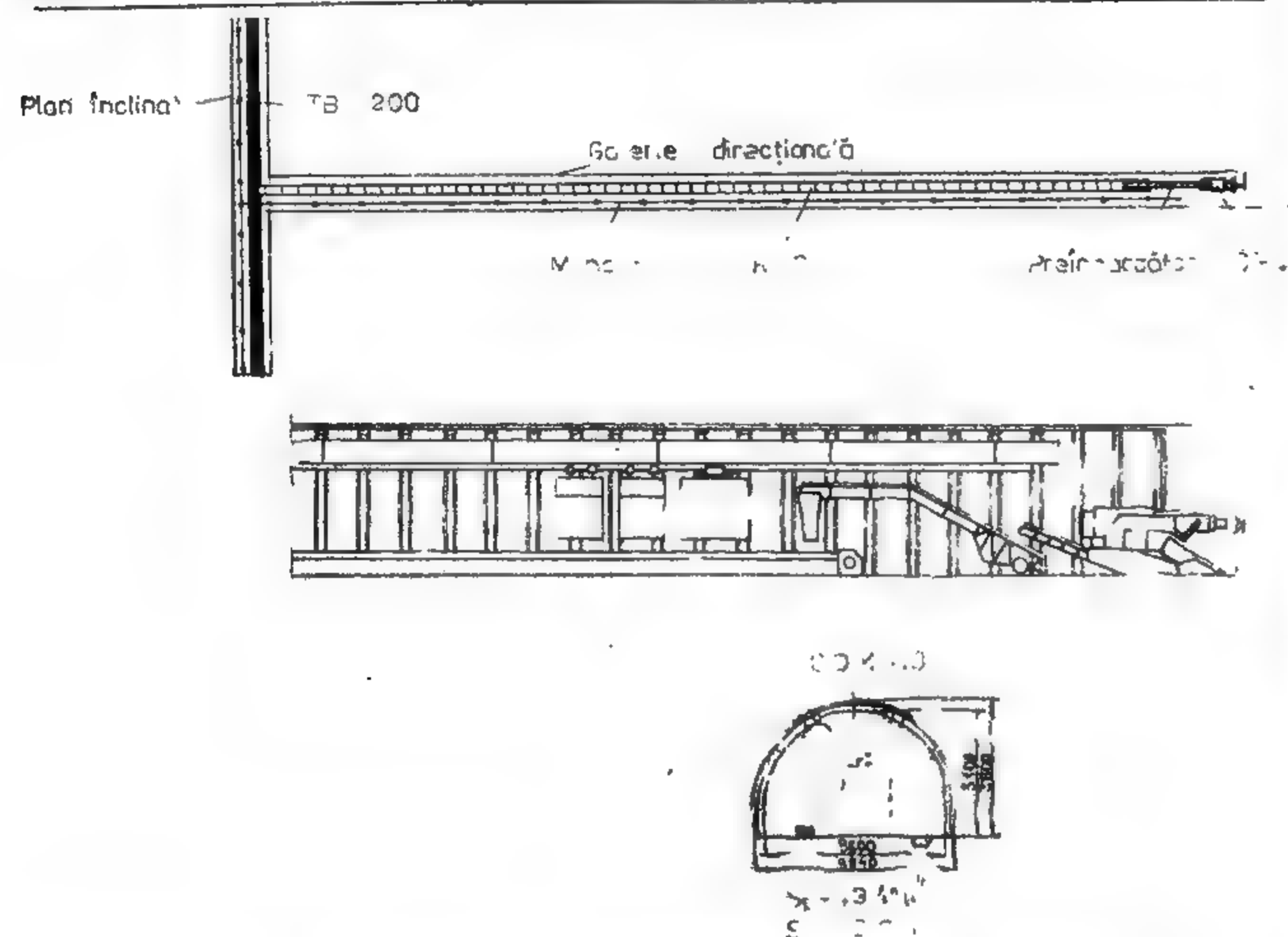


Fig. XIX.119. Tehnologie de săpare mecanizată a galeriilor — varianta 4:

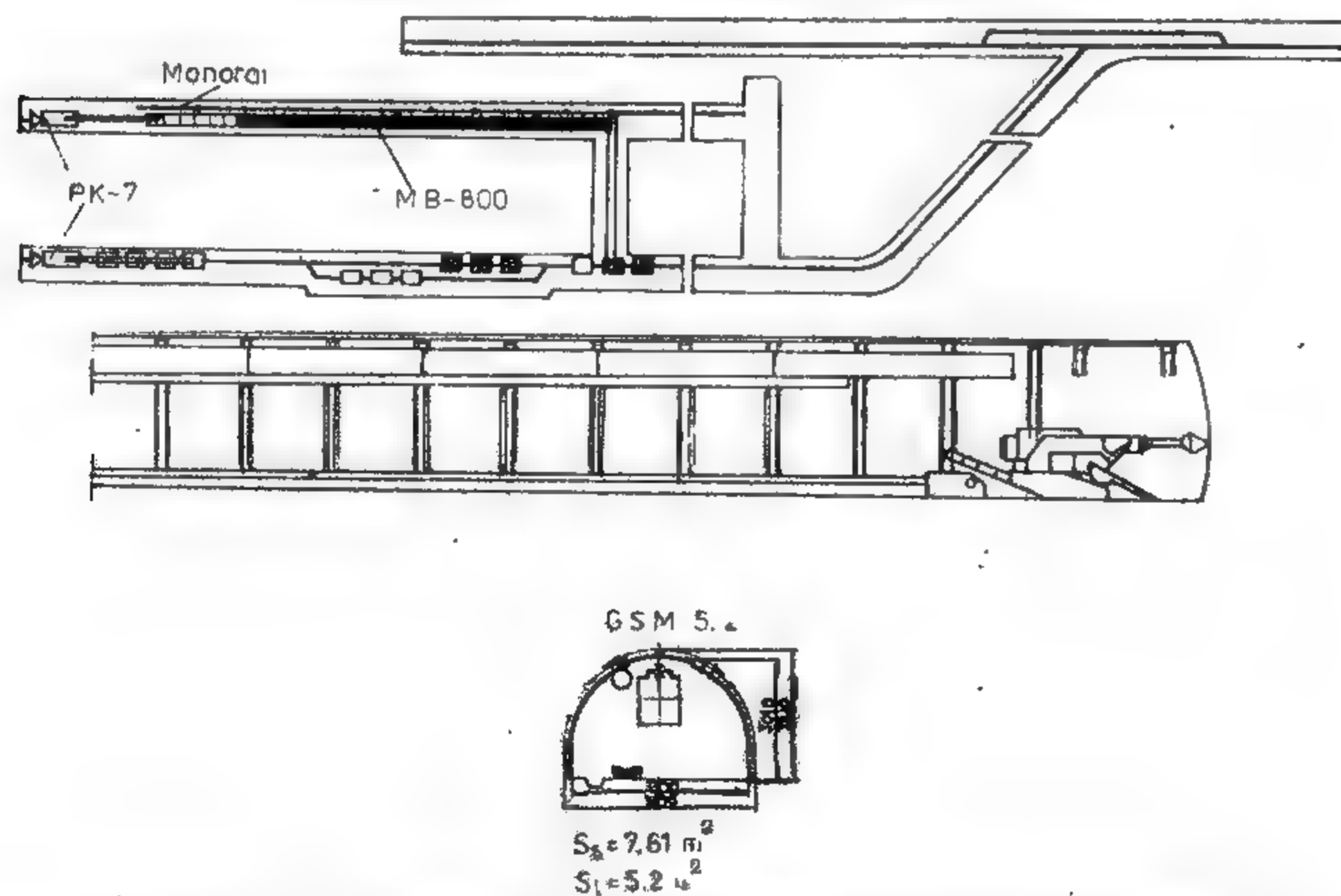


Fig. XIX.120. Tehnologie de săpare mecanizată a galeriilor — varianta 5.

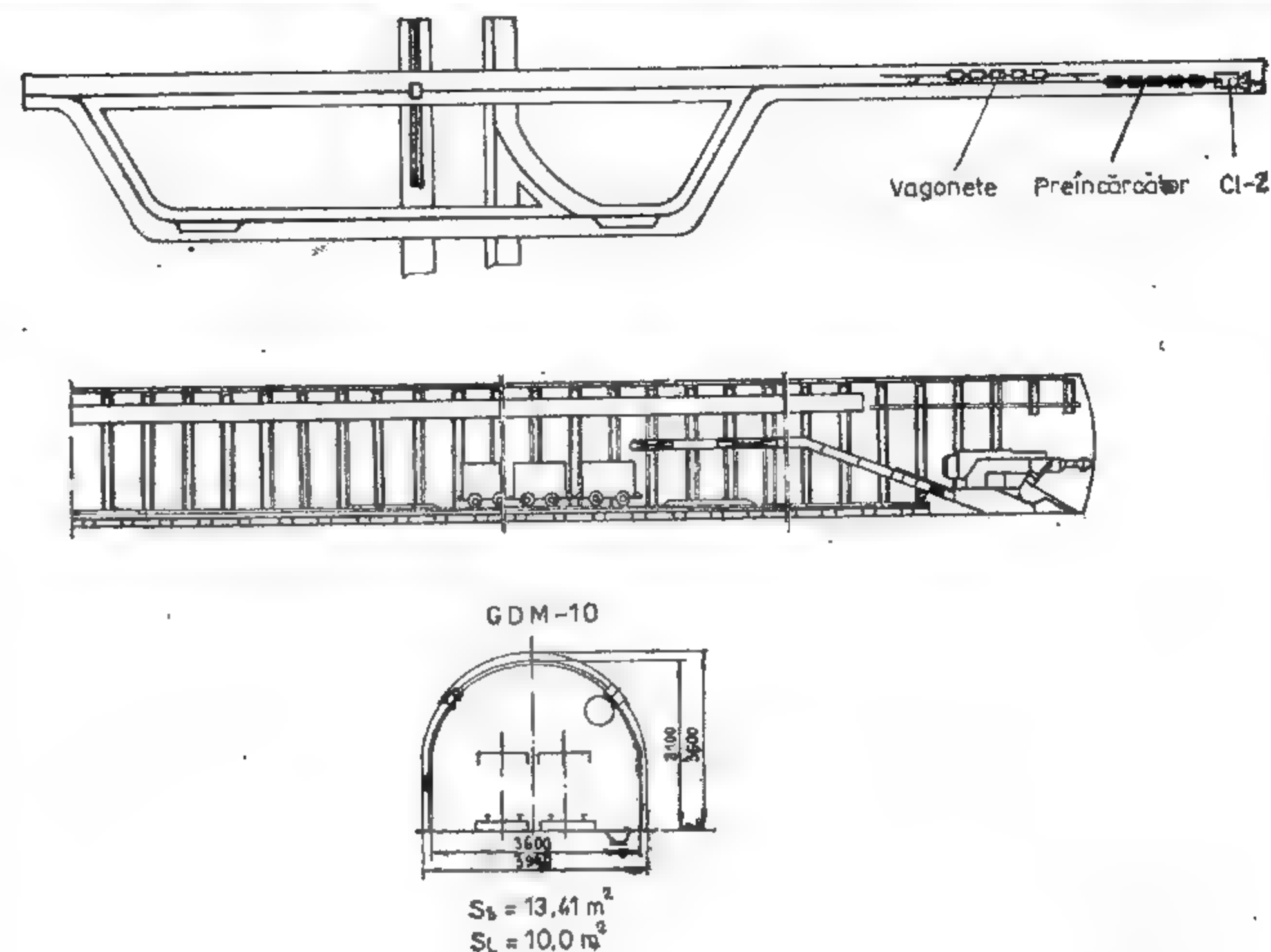


Fig. XIX.121. Tehnologie de săpare mecanizată a galeriilor — varianta 6.

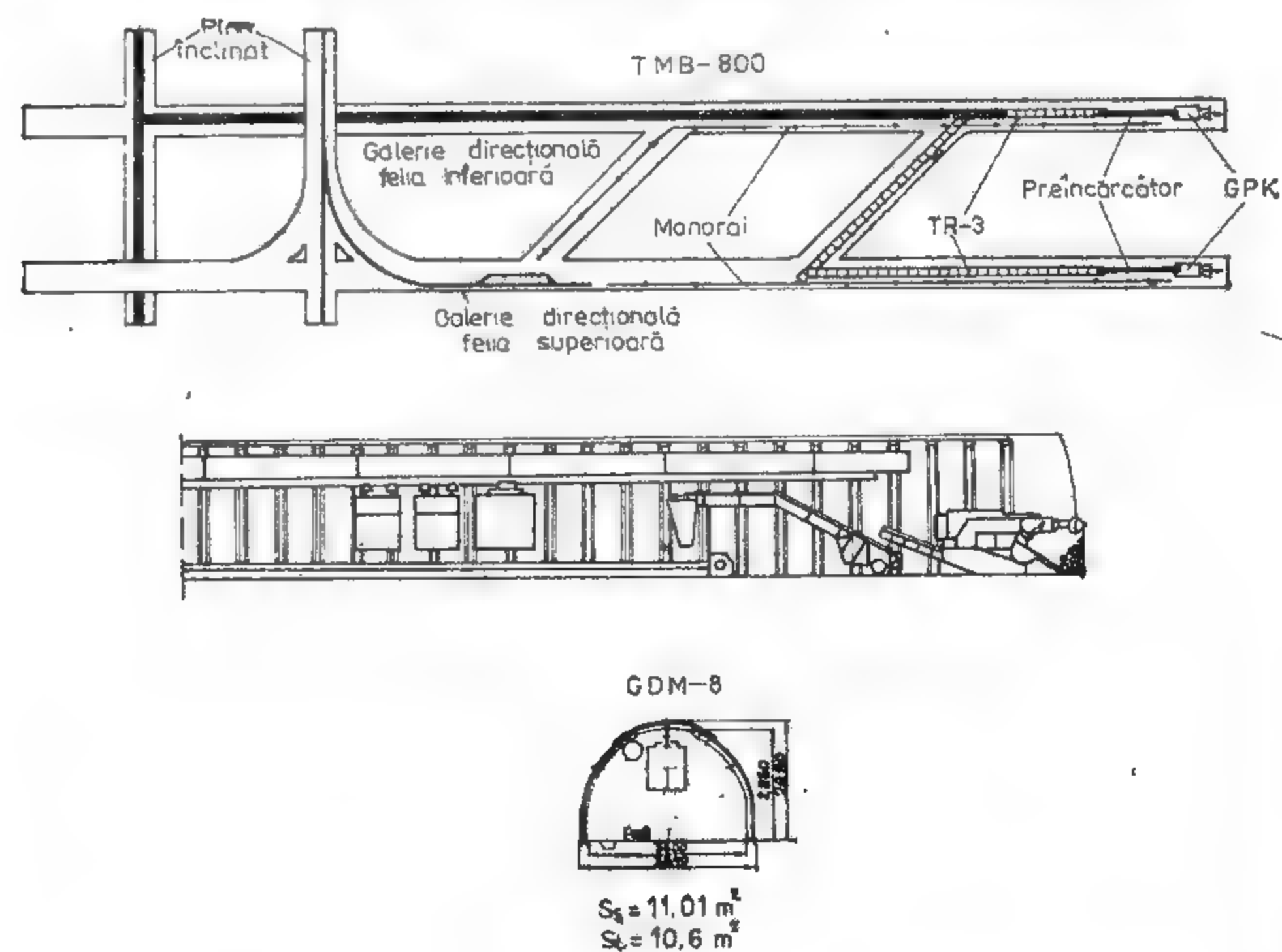


Fig. XIX.122. Tehnologie de săpare mecanizată a galeriilor — varianta 7.

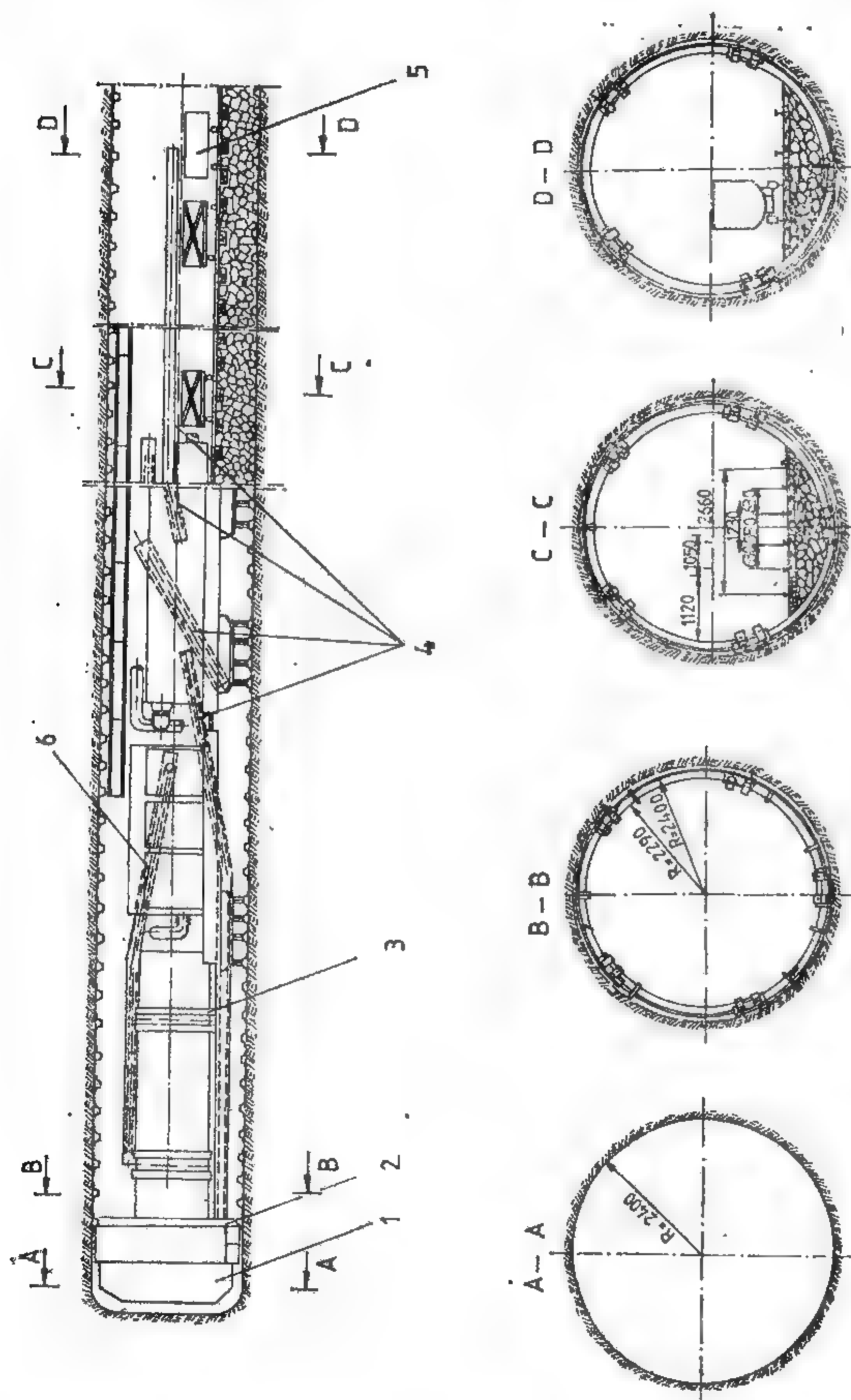


Fig. XIX.123. Tehnologie de săpare mecanizată a galeriilor — varianta 8:

1 — organ de tăiere; 2 — dispozitiv pentru montarea armăturilor; 3 — dispozitiv de pritenire; 4 — transportor cu bandă; 5 — vagonet; 6 — transportor cu bandă pentru materiale. Tipul combinei: TVM-45H; profil galerie: GDM-14; $S_g = 18,1 \text{ m}^2$; $S_f = 14,0 \text{ m}^2$

combina în domeniul fiecăruia din factori, pentru ca pe rîndul ultimului factor să se citească spre dreapta, în căsuțele marcate prin „x”, tipurile de combine aplicabile. De exemplu, în cazul unei galerii care prezintă o secțiune de săpare de $10,2 \text{ m}^2$, în zăcămintă cu 20 % steril în față, coeficient de tărie 3, panta 5 ‰ , lungime de 200 m, coeficient de abrazivitate 7, se încadrează în clasa 12 de condiții în care sînt aplicabile 5 tipuri de combine.

Tabloul decizional are atît o valoare practică, prin datele pe care le conține, cît și o valoare metodologică pentru adaptări la noi tipuri de mașini și la diferitele condiții din bazinele miniere din țară.

Din tabloul decizional rezultă situații în care sînt aplicabile, în egală măsură din punct de vedere tehnic, două sau mai multe combine. Numai în asemenea situații rămîne în continuare de rezolvat aspectul referitor la alegerea combinei și a parametrilor tehnologici după criterii economice.

În esență, trebuie remarcat că gama secțiunilor de săpare este în totalitate acoperită de tipurile de combine disponibile. De asemenea, există un mare număr de tipuri de combine pentru roci cu tăria pînă la $f = 4$, iar pentru $f = 4 - 6$ mai puține tipuri, totuși domeniul este și va fi corespunzător acoperit în viitor. Pentru tării mari ale rocilor situația este diferită, domeniul fiind acoperit, de obicei, de una sau două combine.

Aspecte de mare importanță în utilizarea combinelor sînt cele de natură economică.

Galeriile care urmează a fi săpate mecanizat, chiar în condițiile alegerii corespunzătoare a mijloacelor tehnice, pentru asigurarea eficienței economice trebuie să aibă lungimi peste anumite limite, funcție de tipul combinei și trebuie să se execute cu viteze de avansare mult mai mari decît cele care se realizează în prezent. Mina care adoptă soluția săpării mecanizate a galeriilor trebuie să asigure, prin planul dezvoltării rețelei de lucrări miniere (preliminar), volume de lucrări de executat de cel puțin 1500 m/an combină pentru combine cu atac punctiform și 2500 m/an combină pentru cele cu atac integral.

Din tabelul XIX.40 rezultă că sînt domenii de condiții geo-miniere în care este utilizabilă o singură combină și domenii în care sînt utilizabile mai multe tipuri de combine. Pentru acest din urmă caz apare necesitatea alegerii combinei după criterii economice, simultan cu optimizarea vitezei de avansare.

În scopul stabilirii domeniului de eficiență economică pentru fiecare tip de combină, se recomandă criteriul costurilor echivalente minime pe metru de galerie, exprimat ca funcție de principalele variabile de influență prin expresia:

$$c = c_1[f_1(t_1, v, S, k_s) + f_2(t_2) + f_3(t_2, v) + f_4(t_3, d, v, S)] + f_5(v, S) + f_6(t_2, n_c) + f_7(t_2, d, S) + f_8(S) + f_9(t_1, t_2, v) + f_{10}(t_2, L) + f_{11}(S', v, k_s) + f_{12}(t_1, t_2, v, c_n) \text{ [lei]/m} \quad (2.124)$$

Semnificația notațiilor pentru funcțiile parțiale de costuri $f_1 - f_{12}$, a variabilelor de influență, precum și expresiile matematice ale acestor funcții și mărimile constantelor numerice sînt date în tabelele XIX.41 și XIX.42.

Pentru utilizarea modelului economico-matematic al cheltuielilor echivalente de săpare mecanizată a galeriilor se procedează la introducerea datelor numerice care caracterizează condițiile geo-miniere și lucrarea (k_s, S, S', L) și apoi, pentru fiecare variantă tehnologică rezultată din combinația de valori (t_1, t_2, t_3 și d), se va stabili viteza optimă

TAËLOU DECIZIONAL.
Combine utilizabile în diferite clase de condiții

Obiective, cerințe, restricții privind lucrarea de executat				Soluții de realizare a obiectivelor													
CARACTERISTICILE LUCRĂRII				COMBINE UTILIZATE								de condiții					
Secțiunea de săpare S [m ²]	Înclinare α [grd]	Lungime L [m]	Tăria rocii f	Pondere sterilului din front, k_g	Abra- zivitate a	Numărul claselor	CI-1 PK-3	CI-2 Alpine	GPK	PK-7 4-PU	PK-9 4PP2	DOSCO MK	Demag	FGO	Soluz 14	Soluz 19	
4-4,7	$\bar{\alpha} \leq 10$	≥ 150	≤ 4	$\leq 0,25$	≤ 10	1				X							
				$\leq 0,25$		2			X								
				$0,255-0,6$		3			X								
$\leq 0,25$	4			X			X										
$0,25-0,6$	5					X		X									
4,7-5,3	≤ 10	$\leq 0,25$	6	X						X							
		$\leq 0,25$	7			X				X							
		$0,25-0,5$	8			X											
5,3-7	≤ 15	$\leq 0,25$	9	X							X						
		$0,25-0,5$	10			X				X							
		$0,5-0,6$	11			X							X				
7-8,2	≤ 10	$\leq 0,25$	12									X					
		$0,25-0,5$	13								X		X				
		$0,5-0,6$	14														
8,2-9	≤ 15	≤ 25	15	X								X					
		$0,25-0,5$	16										X				
		$0,5-0,6$	17										X				
9-12,6	≤ 10	$\leq 0,6$	18												X		
		$\leq 0,75$	19													X	
		$\leq 0,6$	20														
10-15	≤ 10	$\leq 0,6$	21														
		$\leq 0,75$	22														
		$\leq 0,6$	23														
15-20	≤ 10	$\leq 0,6$	24														
		$\leq 0,75$	25														
		$\leq 0,6$	26														
20-25	≤ 10	$\leq 0,6$	27														
		$\leq 0,75$	28														
		$\leq 0,6$	29														
25-30	≤ 10	$\leq 0,6$	30														
		$\leq 0,75$	31														
		$\leq 0,6$	32														
30-35	≤ 10	$\leq 0,6$	33														
		$\leq 0,75$	34														
		$\leq 0,6$	35														
35-40	≤ 10	$\leq 0,6$	36														
		$\leq 0,75$	37														
		$\leq 0,6$	38														
40-45	≤ 10	$\leq 0,6$	39														
		$\leq 0,75$	40														
		$\leq 0,6$	41														
45-50	≤ 10	$\leq 0,6$	42														
		$\leq 0,75$	43														
		$\leq 0,6$	44														
50-55	≤ 10	$\leq 0,6$	45														
		$\leq 0,75$	46														
		$\leq 0,6$	47														
55-60	≤ 10	$\leq 0,6$	48														
		$\leq 0,75$	49														
		$\leq 0,6$	50														
60-65	≤ 10	$\leq 0,6$	51														
		$\leq 0,75$	52														
		$\leq 0,6$	53														
65-70	≤ 10	$\leq 0,6$	54														
		$\leq 0,75$	55														
		$\leq 0,6$	56														
70-75	≤ 10	$\leq 0,6$	57														
		$\leq 0,75$	58														
		$\leq 0,6$	59														
75-80	≤ 10	$\leq 0,6$	60														
		$\leq 0,75$	61														
		$\leq 0,6$	62														
80-85	≤ 10	$\leq 0,6$	63														
		$\leq 0,75$	64														
		$\leq 0,6$	65														
85-90	≤ 10	$\leq 0,6$	66														
		$\leq 0,75$	67														
		$\leq 0,6$	68														
90-95	≤ 10	$\leq 0,6$	69														
		$\leq 0,75$	70														
		$\leq 0,6$	71														
95-100	≤ 10	$\leq 0,6$	72														
		$\leq 0,75$	73														
		$\leq 0,6$	74														
100-105	≤ 10	$\leq 0,6$	75														
		$\leq 0,75$	76														
		$\leq 0,6$	77														
105-110	≤ 10	$\leq 0,6$	78														
		$\leq 0,75$	79														
		$\leq 0,6$	80														
110-115	≤ 10	$\leq 0,6$	81														
		$\leq 0,75$	82														
		$\leq 0,6$	83														
115-120	≤ 10	$\leq 0,6$	84														
		$\leq 0,75$	85														
		$\leq 0,6$	86														
120-125	≤ 10	$\leq 0,6$	87														
		$\leq 0,75$	88														
		$\leq 0,6$	89														
125-130	≤ 10	$\leq 0,6$	90														
		$\leq 0,75$	91														
		$\leq 0,6$	92														
130-135	≤ 10	$\leq 0,6$	93														
		$\leq 0,75$	94														
		$\leq 0,6$	95														
135-140	≤ 10	$\leq 0,6$	96														
		$\leq 0,75$	97														
		$\leq 0,6$	98														
140-145	≤ 10	$\leq 0,6$	99														
		$\leq 0,75$	100														
		$\leq 0,6$	101														
145-150	≤ 10	$\leq 0,6$	102														
		$\leq 0,75$	103														
		$\leq 0,6$	104														
150-155	≤ 10	$\leq 0,6$	105														
		$\leq 0,75$	106														
		$\leq 0,6$	107														
155-160	≤ 10	$\leq 0,6$	108														
		$\leq 0,75$	109														
		$\leq 0,6$	110														
160-165	≤ 10	$\leq 0,6$	111														
		$\leq 0,75$	112														
		$\leq 0,6$	113														
165-170	≤ 10	$\leq 0,6$	114														
		$\leq 0,75$	115														
		$\leq 0,6$	116														
170-175	≤ 10	$\leq 0,6$	117														
		$\leq 0,75$	118														
		$\leq 0,6$	119														
175-180	≤ 10	$\leq 0,6$	120														
		$\leq 0,75$	121														
		$\leq 0,6$	122														
180-185	≤ 10	$\leq 0,6$	123														
		$\leq 0,75$	124														
		$\leq 0,6$	125														
185-190	≤ 10	$\leq 0,6$	126														
		$\leq 0,75$	127														
		$\leq 0,6$	128														
190-195	≤ 10	$\leq 0,6$	129														
		$\leq 0,75$	130														
		$\leq 0,6$	131														
195-200																	

[illegible]

Punctele parțiale de costuri la săparea mecanizată a galeriilor

Denumirea funcției parțiale și notația	Expresia algebrică a funcției parțiale	Notații pentru variabile, coeficienți și valorile numerice ale coeficienților
1. Consum de muncă pentru excavare f_1	$f_1 = a_{11}(t_1) + a_{12}(t_1)v + \frac{a_{13}}{v}(t_1) + a_{14}(t_1)v^2 + a_{15}S + a_{16}k_s$ (relație empirică stabilită pe baza datelor practice)	c_1 = retribuția pe unitatea de muncă, lei/oră · h. $c_1 = k_1, k_2, R_m$; k_1 — coeficientul sporurilor și adaosurilor proporționale cu retribuția ($k_1 = 1,6$); k_2 — coeficientul costurilor pentru retribuția muncitorilor auxiliari ($k_2 = 1,25$); R_m — retribuția medie tarifară a formației de săpare, conform rețelei de retribuție; v — avansarea pe schimb, m; S — secțiunea de săpare, m ² ; k_s — ponderea sterilului în frontul de săpare: $a_{11}(t_1) \dots a_{16}(t_1)$ — constante funcție de t_1 — tipul combinei (tabelul XIX.42).
2. Consum de muncă pentru prelungirea căii de transport (transportorului), f_2	$f_2 = a_{21}(t_2)$	$a_{21}(t_2) = 0,534$ pentru transport pe cale ferată; $a_{21}(t_2) = 1,084$ pentru transport cu bandă; t_2 — felul transportului pe galeria care se sapă.
3. Consum de muncă pentru transportul mesei miniere excavate, f_3	$f_3 = a_{31}(t_2) + a_{32}(t_2)v + a_{33}(t_2)v^2$	$a_{31}(t_2) = 0,287$; $a_{32}(t_2) = -0,0402$; $a_{33}(t_2) = 0,00368$ — pentru transport pe cale ferată; $a_{31}(t_2) = a_{32}(t_2) = a_{33}(t_2) = 0$ — pentru transport cu bandă;
4. Consum de muncă pentru susținere, f_4	$f_4 = \frac{1}{d} \left[a_{41}(t_2) + \frac{a_{42}(t_2)}{v} + S a_{43}(t_2) \right]$	d — distanța între cadrele de susținere, m; t_2 — felul materialului de susținere; $a_{41}(t_2) = 0,245$; $a_{42}(t_2) = 0,238$; $a_{43}(t_2) = 0,084$ — pentru susținere în lemn. $a_{41}(t_2) = 0,284$; $a_{42}(t_2) = 0,276$; $a_{43}(t_2) = 0,097$ — pentru susținere cu arce metalice.

5. Consumuri de muncă independente de tipul mașinilor, utilajelor și materialelor utilizate, f_5	$f_5 = 0,901 + \frac{0,567}{v} + 0,067 S$	n_c — numărul căilor de transport: $n_c = 0$; $n_c = 1$, $n_c = 2$; c_5 — cost materiale pe metru de cale ferată provizorie (conform normelor de deviz).
6. Costuri cu materialele utilizate la amenajarea cu cale ferată, f_6	$f_6 = n_c c_6$	
7. Costuri cu materialele de susținere și bandajare, f_7	$f_7 = S \left(a_{71} + \frac{L}{d} a_{72}(t_2) + a_{73}(d) \right)$	$a_{71} = 8$; $a_{72}(t_2) = 16$ pentru susținere în lemn; $a_{72}(t_2) = 32$ pentru susținere în arce metalice; $a_{73}(d) = 20,10$ pentru $1/d \leq 3$; $a_{73}(d) = 0$ pentru $1/d > 3$.
8. Costuri cu energia de excavare, f_8	$f_8 = c_8 S$	c_8 — costul energiei pe 1 m ³ excavat conform tarifului $c_8 \approx 3$ lei.
9. Costuri de amortizare a mașinilor, utilajelor și instalațiilor, f_9	$f_9 = \frac{a_{91}(t_1)}{v} + \frac{a_{92}(t_2)}{v} + \frac{a_{93}}{S}$	$a_{91}(t_1)$ — cota zilnică de amortizare în funcție de tipul combinei; $a_{92}(t_2) = 0$ pentru transport pe cale ferată; $a_{92}(t_2) = \text{cota zilnică de amortizare a transportoarelor}$; $a_{93} = \text{cota zilnică de amortizare pentru alte mijloace fixe din dotarea lucrării}$.
10. Costul total al lucrărilor de montare combină, f_{10}	$f_{10} = \frac{a_{10}(t_1)}{L}$	$a_{10}(t_1)$ — costul total al montării combinei; $a_{10}(t_1) = 14\,000$ lei pentru PK3 și CI-1; $a_{10}(t_1) = 12\,500$ lei pentru 4PU (PK 7); $a_{10}(t_1) = 28\,000$ lei pentru PK-9r; $a_{10}(t_1) = 42\,000$ lei pentru „Karaganda 7/15”; L — lungimea galeriei care se va săpa, m;

Tabelul XIX.41 (continuare)

Denumirea funcției parțiale și notația	Expresia algebrică a funcției parțiale	Notații pentru variabile, coeficienți și valorile numerice ale coeficienților
11. Alte costuri independente de mijloacele tehnice utilizate, f_{11}	$f_{11} = S' \left(a_{111} + \frac{a_{112}}{v} + a_{113} k_e \right)$	S' — secțiunea liberă a lucrării; $a_{111} = 48$; $a_{112} = 42,6$; $a_{113} = 21$.
12. Pierderi prin imobilizarea investițiilor, f_{12}	$f_{12} = \left(\frac{a_{121}(t_1)}{v} + \frac{a_{122}(t_2)}{v} + \frac{a_{123}}{v} \right) e_n$	$e_n = 0,1-0,15$, coeficientul eficienței economice normale a investițiilor. $a_{121}(t_1) = 2 a_{21}$; $a_{122}(t_2) = a_{22}$; $a_{123} = 3 a_{23}$

Observații:

- a) valorile coeficienților din relațiile funcțiilor 7, 8, 10, 11 și 12 au caracter informativ, fiind influențate de sistemul de prețuri și tarife al țării în care s-au efectuat cercetările. O convertire valutară a fost făcută, dar aceasta nu elimină posibilitatea unor mari abateri în raport cu costurile din țara noastră;
- b) funcțiile 1-6 și 9, deși conțin coeficienți determinați prin prelucrarea datelor experimentale, nu ridică probleme pentru că factorii de influență sînt de natură tehnică și tehnologică, urmînd a se folosi tarife, prețuri și norme de amortizare din țara noastră;
- c) relațiile prezentate au, mai ales, valoarea unui model economico-matematic la care se va putea ajunge [prin cercetări adecvate pentru condițiile concrete din bazinele țării noastre.

Tabelul XIX.42

Coeficienți de determinare a consumului de muncă, în funcție de tipul combinei (relația f_1)

Tipul combinei	Notația coeficienților					
	a_{11}	a_{12}	a_{13}	a_{14}	a_{15}	a_{16}
PK-3M (CI-1)	1,598	-0,305	0,368	0,00254	0,116	1,55
4 PU (PK-7)	2,205	0,155	0,581	0,0119	0,124	1,60
PK-9r	1,235	-1,32	0,491	0,0115	0,146	1,58
Karaganda 7/15 C	0,455	-0,485	0,353	0,004	0,189	0,0

de avansare (care minimizează funcția c). Varianta optimă se va obține comparînd valorile funcției c obținute pentru viteza optimă a fiecărei variante. Chiar și în cazul că se dispune de o singură variantă, problema optimizării vitezei de săpare rămîne și se rezolvă tot prin găsirea valorii variabilei v ce minimizează funcția c care nu mai are și alte variabile. Modelul prezentat permite analize multiple, funcție de numărul mărimilor considerate variabile.

O concluzie importantă constă în stabilirea faptului că avansarea lunară este cel mai important factor al eficienței economice și, pentru combinele CI-1, PK-3, 4 PU, trebuie să se realizeze peste 400 m/lună.

2.4.5. DETERMINAREA PARAMETRILOR TEHNOLOGIILOR DE SĂPARE MECANIZATĂ A GALERIILOR

Analiza procesului de săpare. În cazul săpării galeriilor cu combina este necesar ca la analiza procesului de săpare să se trateze separat operațiile care se execută mecanizat față de operațiile care se execută manual, pentru că duratele și consumurile de muncă aferente operațiilor mecanice sînt influențate de factori specifici acestor operații. De asemenea, reducerea duratei operațiilor mecanice nu este posibilă numai prin sporirea numărului de muncitori, ci mai ales prin folosirea combinei la performanțele ei constructive și prin sporirea priceperii și bunei organizări a muncii oamenilor care operează combina.

Analiza procesului de săpare cu combina nu se poate face corect, decît în măsura în care se dispune de date privind factorii care influențează duratele și consumurile de muncă în cadrul operațiilor mecanice și manuale, date care se pot obține prin cercetări experimentale sau prin prelucrarea datelor obținute din observații, corespunzător organizate, direct la fronturile de lucru. Există mai multe concepții de analiză a procesului de săpare a galeriilor cu combina. Concepția de analiză publicată în literatura noastră constă în împărțirea procesului de săpare în complexe de operații (tăierea și încărcarea masei miniere cu combina și manevrarea vagoanelor la dublă; susținerea cu cadre metalice și bandajarea galeriei; montarea căii ferate provizorii; intrarea în frontul de lucru; pauză de odihnă; ieșirea din frontul de lucru; montarea căii ferate definitive) și

În continuare împărțirea complexelor de operații în operații *). În această concepție de analiză nu se ține seama explicit de factorii care influențează duratele și consumurile de muncă în cadrul operațiilor. Din acest motiv se vor prezenta alte două concepții de analiză a procesului de săpare cu combina utilizate în țări cu mare experiență în acest domeniu, concepții în care rezultă cât se poate de clar preocuparea de a surprinde principalii factori de influență asupra duratelor și consumurilor de muncă și încercarea de a exprima cantitativ influența factorilor luați în considerație.

Există o concepție de analiză a procesului de săpare cu combina care definește separat operații mecanice și operații manuale, precizează factorii care influențează mărimea normativă ce caracterizează operația, determină o mărime normativă pentru valori precizate ale factorilor de influență și stabilește coeficienți de corecție pentru valori diferite ale factorilor de influență în raport cu valoarea luată în considerație la stabilirea mărimii normate. În baza acestei concepții, complexul de operare a combinei și asigurarea funcționării acestuia este împărțit în următoarele operații:

Operații mecanizate. Există o singură operație mecanizată — tăierea propriu-zisă cu combina — pentru care mărimea normativă caracteristică este productivitatea tehnică exprimată în m^3/min , determinată pentru rocă cu un anumit coeficient de tărie f . Productivitatea tehnică se corectează cu trei coeficienți: coeficientul care ține seama de schimbarea condițiilor geologice (rocă cu alt coeficient f de tărie, față de roca în care s-a determinat productivitatea tehnică) și coeficientul de disponibilitate. Productivitatea tehnică se normează pentru fiecare tip de combină.

Operații manuale. Se identifică cinci operații manuale care asigură buna funcționare a combinei: schimbarea cuțitelor; curățirea vetrei în front și aruncarea materialului pe încărcătorul combinei; spargerea blocurilor; schimbarea vagonetului sau garniturii de vagonete; demontarea și montarea căii ferate provizorii. De asemenea, se identifică cinci operații manuale ale complexului de operații de susținere și cinci grupe de operații auxiliare.

În tabelele XIX.43 și XIX.44 se prezintă consumurile normate de muncă pentru fiecare din operațiile menționate, pe tipuri de combine, factorii de care s-a ținut seama la determinarea mărimii normative și coeficienții de corecție pentru alte condiții decât cele normative. Datele din paranteze arată valorile factorilor pentru care au fost stabilite normativele.

Mărimile normative stau la baza calculului consumurilor de muncă, a duratelor și numărului de oameni, atât pe operații cât și pe m^3 excavat sau m^3 în profil liber, sau pe ciclu, așa cum se va arăta în paragraful următor.

O altă concepție de analiză a procesului de săpare a galeriilor cu combina constă în identificarea operațiilor procesului și stabilirea unor relații empirice (pe baza datelor obținute în condiții industriale), pentru durata și consumuri de muncă în cadrul fiecărei operații, ca funcții de principalii factori de influență. În baza acestei concepții, procesul de săpare a galeriilor cu combina se împarte în următoarele operații: tăierea propriu-zisă cu combina; operații de servire a combinei (revizii, ungere, schimbarea cuțitelor, manevre ș.a.); susținerea porțiunii excavate; manevre și supravegherea punctului de deversare de pe transportorul combinei; prelungirea căii ferate sau transportorului; operații conexe (executarea canalului de scurgere a apelor, prelungirea conductelor și tuburilor de aeraj, transportul și descărcarea materialelor ș.a.).

*) Luca M. Economia, organizarea muncii și producției miniere, Editura tehnică, București 1969, p. 328—331.

Tabelul XIX.43

Normative tehnologice și de consumuri de muncă la săparea galeriilor cu combina

Simbolul operației	Specificatii (denumirea complexelor de operații, a operațiilor și a coeficienților)	Consumuri de muncă normate și alte valori normative pe tipuri de combine			
		PK Sr	GPK	PK 9r	4 PP 2
0	1	2	3	4	5
1	OPERĂȚII MECANIZATE Excavare cu combina Productivitatea tehnică a combinei, $q_1, m^3/min$ Coeficient ce ține seama de timpii operațiilor de manevră și ajutoare, k_1 Coeficient ce ține seama de schimbarea condițiilor geo-miniere k_2 (influența se evidențiază prin intermediul coeficientului f de tărie a rocii)	0,5 (pentru $f = 1,5$) 0,9	0,9 (pentru $f = 1,5$) 0,9	1,2 (pentru $f = 1,5$) 0,9	0,35 (pentru $f = 5$) 0,9
		$1,417 - 0,308 f + 0,020 f^2$	$\frac{1,602}{f} - 0,068$	$\frac{1,614}{f} - 0,076$	$\frac{4,950}{f} + 0,010$
2	PERĂȚII MANUALE Pregătirea și încheierea schimbului, om min/schimb	40 (pentru simplificarea calculului 1 om min/ m^3)			
3	Schimbarea cuțitelor, om min/ m^3	0,402 (pentru $f = 1,5$) 0,421 + 0,386 f			
	Coeficient ce ține seama de schimbarea condițiilor geo-miniere, k_3				
4	Curățirea vetrei și aruncarea materialului pe încărcătorul combinei, om min/ m^3 excavat Coeficient ce ține seama de schimbarea condițiilor geo-miniere, k_4	2,330 (pentru $f = 1,5$) 0,274 + 0,514 f - 0,020 f^2	1,200 (pentru $f = 1,5$) $f = 1,5$	0,800 (pentru $f = 1,5$) $f = 1,5$	1,859 (pentru $f = 5$) 0,125 + 0,225 f - 0,010 f^2

Tabelul XIX.43 (continuare)

0	1	2	3	4	5
	Spargerea blocurilor, om min/m ² excavat	0,320 (pentru $f = 1,5$)			0,683($f = 5$)
	Coefficient ce ține seama de schimbarea condițiilor geo-miniere, k_5	0,336 + 0,468 f - 0,017 f^2			0,150 + 0,205 f - 0,007 f^2
6	Schimbarea vagonetului (decuplat), om min/m ³	3,07 (pentru $n_{sch}=2$ oameni); $L \leq 40$ m; $f = 1,5$; $q_0 = 1,0$ m ³			
	Coefficient ce ține seama de schimbarea numărului de oameni de la schimbarea vagonetelor, k_6	0,810 + 0,091 n_{sch} + 0,002 n_{sch}^2			
	Coefficient ce ține seama de schimbarea distanței de transport, k_7	$L/40$			
	Coefficient ce ține seama de schimbarea condițiilor geo-miniere, k_8	0,920 + 0,06 f + 0,002 f^2			
	Coefficient ce ține seama de schimbarea capacității vagonetului k_9	0,59 + 0,41 q_0			
	Schimbarea vagonetului (în garnitură cu locomotivă), om min/m ³ L — lungimea medie de transport; p — viteza medie de mișcare a garniturii; m — număr curse de transport pentru un ciclu de săpare; p — avans pe ciclu, m; S_1 — secțiunea liberă a galeriei	$M_{sch} = n_{sch} \cdot \frac{2L}{p} \cdot \frac{1}{m} \cdot \frac{10}{p S_1}$; $T_{sch} = \frac{10}{l_s S_1}$ (pentru simplificare)			
7	Demontarea și montarea căii ferate provizorii, om min/ciclu Coefficient ce ține seama de schimbarea numărului de căi, k_{10}	9,43 p $k_{10} = 1$ pentru o cale; $k_{10} = 2$ pentru 2 căi			

Tabelul XIX.44

Normative de consumuri de muncă pentru montarea susținerii metalice în galerii și lucrări auxiliare

Nr. crt.	Operații	Consumul de muncă
0	1	2
	<i>Operații manuale la susținere</i>	
8	Aducerea materialului de susținere, om min/cadru Coefficient ce ține seama de variația secțiunii, k_{11} Coefficient ce ține seama de distanța de transport L_{tr} , k_{12}	12,5 ($S_s = 10,6$ m ² ; $L_{tr} \leq 20$ m) $1,159 - 0,068 S_s + 0,005 S_s^2$ $\frac{L_{tr}}{20}$
9	Pregătirea pilugilor, om min/cadru Coefficient ce ține seama de tăria rocii, k_{13}	11,6 ($f = 7$) $0,223 + 0,132 f - 0,003 f^2$
10	Îndreptarea pereților și tavanului om, min/cadru (la săparea cu combina lipsește) Coefficient ce ține seama de schimbarea secțiunii lucrării, k_{14} Coefficient ce ține seama de schimbarea tăriei rocii, k_{15}	13,25 ($S_s = 10,6$ m ² ; $f = 7$) $0,364 + 0,060 S_s$ $0,216 + 0,161 f - 0,007 f^2$
11	Montare și demontare pod, pregătire pene și distanțiere, pregătirea bridelor, verificarea direcției, om min/cadru	8,0
12	Montarea cadrului, om min/cadru Coefficient ce ține seama de schimbarea secțiunii, k_{16}	41 ($S_s = 10,6$ m ²) $0,359 + 0,035 S_s + 0,00245 S_s^2$
13	Bandajarea tavanului și pereților cu umplerea golului, om min/cadru: — săpare prin perforare impușcare — săpare cu combina Coefficient ce ține seama de variația secțiunii, k_{17} Coefficient ce ține seama de densitatea susținerii k_{18} (d — distanța între cadre, m)	64,0 ($S_s = 10,6$ m ² și $1/d = 1$ cadru/m) 44,8 (idem) $0,447 + 0,006 S_s + 0,0019 S_s^2$ d
	<i>Operații manuale auxiliare</i>	
14	Montarea căii ferate definitive, om min/m Coefficient ce ține seama de schimbarea tăriei rocilor, k_{19} Coefficient ce ține seama de numărul de căi de transport, k_{20}	43,9 ($f = 7$) $0,820 + 0,040 f - 0,002 f^2$ $K_r = 1$ — pt. o cale $K_r = 2$ — pt. două căi

Observație: Toate normativele sînt date pentru montarea manuală a cadrelor de susținere.

Tabelul XIX.44 (continuare)

8	1	2
15	a) Săpare canal fără susținere, om min/m : — prin împușcare — coeficient ce ține seama de schimbarea rocilor, k_{21} — cu combina coeficient ce ține seama de schimbarea tăriei rocilor, k_{22} b) Susținerea canalului, om min/m Prelungirea tuburilor de aeraj și a conductei de apă, om min/m Prelungirea transportorului cu raclețe, om min/m	16,1 ($f = 7$) $0,700 + 0,057 f - 0,002 f^2$ 4,5 ($f = 5$) $0,705 + 0,061 f - 0,002 f^2$ 52,9 7,8
16		52,6 ($l_1 = 1,5$ m)
17	Coeficient ce ține seama de lungimea prelungirii (l_1), k_{23}	0,67 $0,57 + \frac{l_1}{20}$
18	Prelungire monorai, om min/m	20

Tabelul XIX.45

Relații pentru determinarea duratelor, consumurilor de muncă și numărul de oameni pe complexe de operații și operații la săparea galeriilor cu combina

Specificații (complexe de operații și operații)	Parametrul	Relația de calcul
1	2	3
1 Excavare *) Tăierea propriu zisă	Durata, min/m	$t_1 = t_{11} + \frac{t_2}{v} + t_{13}S + k_{14}t_2$
Operații auxiliare (aruncare material pe încărcător, schimbare cuțite, revizii, ungere ș.a.)	Durata, min/m	$t_a = t_1 k_a$
Total excavare	Durata, min/m	$t_1 = t_1 + t_a$
	Consum de muncă, om min/m avansare	$m_1 = m_{11} + m_{12}v + m_{13}v^2 + m_{14}S + m_{15}k_a$
	Număr de oameni calculat/m avansare	$n_1 = \frac{m_1}{t_1}$

Tabelul XIX.45 (continuare)

1	2	3
2 Suținere *)	Durata, min/m	$t_2 = t_{21} + \frac{t_{22}}{v}$
	Consum de muncă, om min/m	$m_2 = m_{21} + \frac{m_{22}}{v} + m_{23}S$
3 Evacuare (manevre vagoane, supravegherea punctului de deversare de pe preîncărcător)	Durata, min/m	$t_3^{(t)} = t_t$
a) Pentru transport continuu (formație fixă de 2 oameni)	Consum de muncă, om min/m	$m_3^{(t)} = 2 t_t$
b) Transport cu vagoane	Durata, min/m	$t_3^{(v)} = t_t + 8,24 + \frac{5,33}{v}$
	Consum de muncă, om min/m	$m_3^{(v)} = 2t_t + 17,2 - 2,41v + 0,22v^2$
4 Prelungirea căii sau mijlocului de transport a) Prelungirea căii ferate	Durata, min	$t_4^{(v)} = 6,50 + \frac{5,1}{v}$
	Consumul de muncă, om min/m	$m_4^{(v)} = 32$
b) Transport continuu	Durata, min/m	$t_4^{(t)} = 8,46 + \frac{4,4}{v}$
	Consumul de muncă, om min/m	$m_4^{(t)} = 40$
	Numărul de oameni calculat/m avansare	$n_4^{(v)} = \frac{m_4^{(v)}}{t_4^{(v)}}; n_4^{(t)} = \frac{m_4^{(t)}}{t_4^{(t)}}$
5 Alte operații auxiliare (executarea canalului, prelungirea conductelor, transport și descărcare materiale)	Consum de muncă, om min/m	$m_5 = 54,03 + \frac{34,03}{v} + 4,02S$

*) Constantele sînt date în tabelul XIX.46.

Tabelul XIX.46

Valorile constantelor din relațiile prezentate în tabelul XIX.45

Specificații (denumirea și notația constantei)		Factorii de diferențiere		
		Tipul combinei		
		PK-3M	4PU	PK-9r
1. Pentru excavare	Constante pe metru avansare	t_{11}	15,24	14,05
		m_{11}	65,38	70,51
	Constante raportate la viteza de avansare (v)	t_{12}	11,03	12,1
		m_{12}	1,83	6,90
	Constante de proporționalitate cu pătratul vitezei de avansare	m_{13}	0,152	0,493
	Constante de proporționalitate cu secțiunea de săpare (S)	t_{13}	7,44	1,55
		m_{14}	4,05	4,36
2. Pentru susținere	Constante de proporționalitate cu ponderea sterilului din front (k)	t_{14}	10,01	10,98
		m_{14}	26,59	28,25
	Coefficientul de proporționalitate pentru operațiile auxiliare pe combină		0,28	0,28
			0,28	0,28
			0,28	0,28
			0,28	0,28
			0,28	0,28
		Felul susținerii		
		Arce metalice	Cadre de lemn	
2. Pentru susținere	Constante pe metru avansare	t_{21}	18,3	15,7
		m_{21}	29,35	27,83
	Constante raportate la viteza de avansare	t_{22}	77,1	66,4
		m_{22}	3,34	5,56
Constante de proporționalitate cu secțiunea de săpare		m_{23}	10,02	9,56

Pentru fiecare operație sau grupă de operații menționate imediat mai sus se dau relații empirice în funcție de factorii care influențează duratele și consumurile de muncă așa cum se prezintă în tabelele XIX.45 și XIX.46.

Calculul consumurilor de muncă și a duratelor operațiilor și complexelor de operații. Consumurile de muncă și duratele operațiilor și complexelor de operații se pot determina pe m^3 excavat, m^3 profil liber de galerie, pe ciclu de săpare și pe schimb. Pentru aceasta trebuie să se dispună de o analiză a procesului concret de săpare, de date normative corecte pentru componentele procesului și de relații matematice care să permită utilizarea corespunzătoare a datelor normative.

Pentru calculul duratelor și consumurilor de muncă se vor prezenta trei variante:

Varianta 1 — presupune cunoașterea normelor compuse m pentru complexele de operații repetabile din compunerea procesului simplu sau cel puțin a datelor necesare pentru calculul acestor norme compuse. Se cunosc, de asemenea, timpi normați pe om și schimb pentru complexele de operații nerepetabile. Pe baza mnografiei tehnologice a

lucrării se determină volumele specifice de lucrări, V_r , adică volum fizic de lucrare executat în cadrul complexului de operații r , pentru a obține o unitate de lucrare la nivel de proces simplu (în avans sau m^3 excavație). Consumurile de muncă pe schimb necesare pentru a asigura o avansare $P(m/schimb)$ se determină cu relațiile:

— pentru complexele de operații repetabile:

$$M_r = P \cdot V_r \cdot m_r \left[\frac{\text{unități de muncă}}{\text{schimb}} \right] \quad (2.125)$$

astfel va rezulta:

$$M_1 = P \cdot S \frac{\psi}{c} m_1 \quad \text{— pentru tăiere cu combina, încărcare, manevre, transport, revizii, ș.a.;}$$

$$M_2 = \frac{P}{d} m_2 \quad \text{— pentru susținerea porțiunii excavate;}$$

$$M_3 = P \cdot m_3 \quad \text{— pentru demontarea și montarea căii ferate provizorii;}$$

— pentru complexele de operații nerepetabile:

$$M_4 = n \cdot t_4 \quad (2.126)$$

astfel va rezulta:

$$M_4 = n \cdot t_4 \quad \text{— pentru intrarea în frontul de lucru;}$$

$$M_5 = n \cdot t_5 \quad \text{— pentru pauza de odihnă;}$$

$$M_6 = n \cdot t_6 \quad \text{— pentru ieșirea de la frontul de lucru.}$$

Relația de balanță a consumului de muncă are forma

$$nt = P \left(S \frac{\psi}{c} m_1 + \frac{1}{d} m_2 + m_3 \right) + n(t_4 + t_5 + t_6) \left[\frac{\text{unități de muncă}}{\text{schimb}} \right] \quad (2.127)$$

Semnificația notațiilor din relații: S — aria secțiunii de săpare a lucrării, m^2 ; m_1 — norma compusă la tăiere, încărcare, manevre, transport (unități de muncă/vagonet); m_2 — norma compusă la susținere (unități de muncă/cadru); m_3 — norma de muncă la demontarea și montarea căii ferate provizorii (unități de muncă/m cale); t_4, t_5, t_6 — respectiv, timpi normați pentru intrarea în frontul de lucru, pauza de odihnă și ieșirea de la frontul de lucru; ψ — coeficient de afinare; c — coeficient de umplere a vagonetului; n — numărul oamenilor din echipă pe schimb; d — distanța între cadrele de susținere, m ; t — durata schimbului.

Teoretic relațiile prezentate permit calculul duratei ciclului pentru o avansare $P(m/schimb)$ adoptată și avans pe ciclu impus, ca și calculul duratei fiecărui complex de operații din ciclu pentru pas pe ciclu impus și număr de oameni adoptat. Nu se prezintă detalii privind calculele pentru că această variantă de determinare a parametrilor tehnologici și organizatorici prezintă o seamă de neajunsuri și nu se recomandă aplicarea în

În practică, cel puțin pentru tehnologiile de săpare cu combina, din următoarele considerente:

— consumurile de muncă nu sînt normate diferențiat pe operații manuale și mecanizate;

— pentru stabilirea parametrilor tehnologici, în cazul proceselor cu grad ridicat de mecanizare, trebuie să se țină seama de siguranța în funcționare a fiecărei mașini (utilaj) și pe ansamblul schemei tehnologice;

— relațiile nu permit corecții pentru schimbări de condiții în raport cu cele care au stat la baza determinării normelor;

— relațiile nu țin seama de importanți factori organizatorici între care plasări limită (inferioară — superioară) a operațiilor cu personal și diminuări de productivitate a muncii pentru creșteri de plasare;

— normele și normativele de muncă din principalele bazine ale țării nu sînt elaborate în concepția de analiză a autorului menționat.

Variantele care se vor prezenta în continuare sînt mai puțin marcate de neajunsurile menționate și pot constitui un model pentru reconsiderarea întregului sistem de normare a muncii la săparea galeriilor cu combine.

Varianta II. Consumurile normate de muncă se determină separat pentru operațiile mecanizate și manuale, avînd ca mărimi normative datele din tabelele XIX.43, XIX.44 și XIX.47.

Tabelul XIX.47

Coeficienții de disponibilitate, k_d	
Mașina (utilajul)	Formula de calcul a coeficientului k_d
Combina 4 PP 2	$0,885-0,012 f$
Combina PK 9r	$0,870-0,014 f$
Combina GPK	$0,884-0,016 f$
Combina PK 3r, CI-1	$0,860-0,020 f$
Preîncărcător	0,95
Transportoare	0,95

Spre deosebire de varianta I, pentru consumul total de muncă există relația

$$M = \frac{k_0}{k_d} \sum_{i=1}^u M_{ni} + \frac{k_0}{k_d} \sum_{i=u+1}^v M_{mi} \left[\frac{\text{om min}}{\text{schimb}} \right] \quad (2.128)$$

În care: k_0 este coeficientul de majorare a consumului de muncă pentru odihna reglementară ($k_0 = 1,11-1,17$; se va lucra cu un coeficient mediu $k_0 = 1,15$); k_d — coeficientul de majorare a consumului de muncă pentru întreruperi în funcționarea utilajelor (se calculează pe baza coeficienților de disponibilitate ai utilajelor legate în serie care au valorile din tabelul XIX.47 în cazul operațiilor mecanizate, și se consideră $k_d=1$ pentru operațiile manuale); M_{ni} — consum de muncă în cadrul operației mecanizate i , ($i = \overline{1, u}$); M_{mi} — consum de muncă în cadrul operației manuale i , ($i = \overline{u+1, v}$); u — numărul operațiilor mecanizate din compunerea procesului; v — numărul total de operații pentru care se stabilește consumul de muncă.

Pentru determinarea consumului de muncă necesar executării operațiilor mecanizate trebuie să se cunoască productivitatea mașinii (utilajului) q_i și numărul de oameni (formație fixă care asigură operarea) n_i , respectiv să se facă corecția productivității mașinii cu coeficienții determinați în acest scop. În cazul săpării cu combina se consideră o singură operație mecanizată (tăierea propriu-zisă cu combina) pentru care consumul de muncă normat se determină cu relația:

$$M_{ni} = P V_1 \frac{n_i}{q_i k_1 \cdot k_2} \left[\frac{\text{om min}}{\text{schimb}} \right] \quad (2.129)$$

În care: P este avansarea pe schimb, m; V_1 — volumul excavat pentru avansarea de un metru ($V_1 = S_s$; S_s — secțiunea de săpare); q_i , k_1 , k_2 se iau din tabelul XIX.43.

Pentru operațiile manuale consumurile de muncă se determină cu relația generală:

$$M_{mi} = P \cdot V_i \cdot m_i \cdot k'_i \left[\frac{\text{om min}}{\text{schimb}} \right] \quad (2.130)$$

În care V_i reprezintă volume specifice de lucrări în operația manuală i pentru un metru avansare în galerie; m_i — normativ de consum de muncă în cadrul operației manuale i exprimat în om · min pe unitatea fizică în care se dă V_i ; k'_i — coeficient general de corecție a consumului de muncă, produs al coeficienților din tabelele XIX.43 și XIX.44 respectiv $k'_i = 1$ dacă nu se prevăd coeficienți de corecție.

Pentru alte detalii se va urmări exemplul din paragraful următor.

Varianta III. Pentru calculul consumurilor de muncă se utilizează relații de forma celor din varianta II pentru operații manuale. În aceste relații toți coeficienții k'_i sînt egali cu unitatea, toate volumele specifice V_i sînt egale cu unitatea pentru că consumurile normate m_i se dau chiar pe metru avansare. Valorile m_i se calculează cu relațiile din tabelul XIX.45 pentru $v = P$ (m/schimb) și pentru secțiunea de săpare $S_s = S$ (m²) pentru lucrarea considerată. Rezultă deci o relație generală a consumului de muncă:

$$M = n \sum_{i=1}^v m_i \left[\frac{\text{om min}}{\text{schimb}} \right] \quad (2.131)$$

Varianta III nu presupune calculul duratei ciclului și operațiilor din relația de balanță ca în cazul variantei I, ci folosirea relațiilor empirice din tabelul XIX.45 pentru t_i , adică durata ciclului va fi:

$$T_c = d \sum_{i=1}^v t_i \left[\frac{\text{min}}{\text{ciclu}} \right] \quad (2.132)$$

unde: d este avansarea pe ciclu, t_i — valori calculate cu relațiile din tabelul XIX.45 pentru fiecare operație (grupă de operații) care intră în compunerea ciclului.

Cunoscînd durata ciclului și a schimbului, se poate determina numărul de cicluri. Problemele referitoare la adoptarea numărului de cicluri și a numărului de oameni urmează a fi tratate în momentul analizei soluției de organizare a procesului de săpare.

2.4.6. ORGANIZAREA SĂPĂRII MECANIZATE A GALERIILOR

Regimul de lucru al frontului. Analiza posibilităților de suprapunere a operațiilor. Principalii parametri prin care se caracterizează o soluție de organizare sînt: regimul de lucru al frontului de săpare, forma de organizare a muncii, durata ciclului, numărul oamenilor pe schimb din echipa de săpare, avansarea pe schimb și numărul de cicluri pe schimb.

Regimul de lucru al frontului de săpare mecanizată trebuie astfel ales încît să se asigure timpul necesar pentru executarea lucrărilor auxiliare periodice (lungirea transportoarelor, a căii ferate, a liniei de monorai ș.a.) și a lucrărilor de revizii și reparații.

Cele mai răspindite regimuri de lucru pentru săparea mecanizată a galeriilor, care nu se organizează în regim de avansare rapidă, sînt caracterizate prin prevederea unui schimb pe zi și a unei zile pe săptămînă în care nu se programează avansare. La un regim de lucru al minei pe trei schimburi pe zi și șapte zile pe săptămînă, ar însemna că fronturile de săpare mecanizată a galeriilor să fie prevăzute cu echipe de săpare în două schimburi pe zi și în șase zile pe săptămînă. În schimbul și în ziua în care nu se prevede avansare, personalul electromecanic organizat la nivel de sector va executa lucrări auxiliare, pregătitoare și de revizii și reparații.

Un regim de lucru intermediar între cel menționat (cu schimburi și zile fără avansare) și regimul de lucru neîntrerupt („foc continuu”) aplicabil în cazul organizării unor avansări rapide, este caracterizat prin prevederea unui schimb cu structură mixtă — parțial pentru lucrări de revizii și reparații, lucrări auxiliare și pregătitoare și parțial pentru săpare. Un exemplu este prezentat în fig. XIX.124.

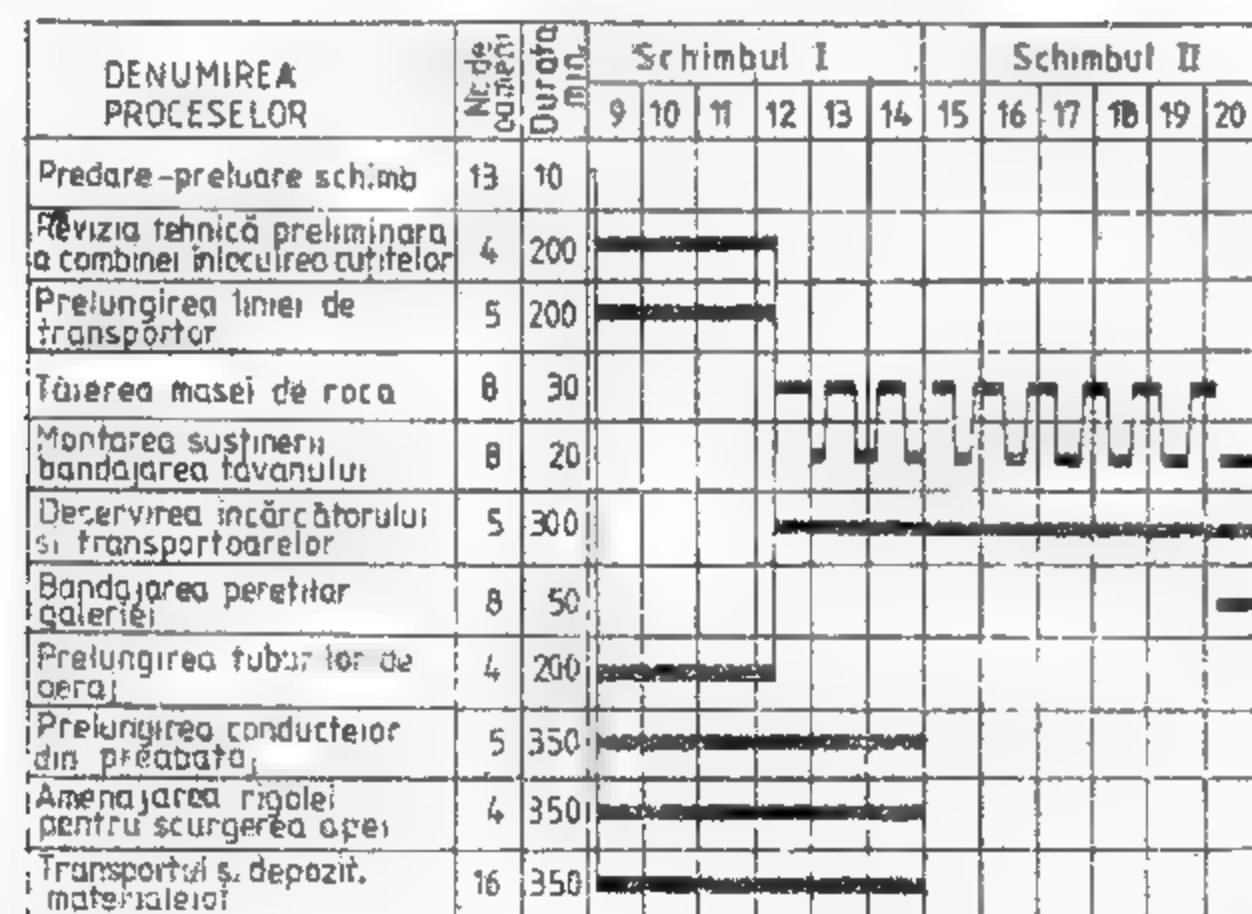


Fig. XIX.124. Graficul organizării lucrărilor pentru schimb cu structură mixtă.

Regimul de lucru neîntrerupt este aplicat numai în cazuri excepționale, pentru avansări rapide și posibil numai prin respectarea unui proiect de organizare special elaborat pentru lucrarea de executat și cu o formă de organizare a muncii adecvată. Un exemplu este prezentat în fig. XIX.125.

Forma de bază de organizare a muncii este *brigada complexă de săpare* care execută toate operațiile principale și auxiliare ale procesului de săpare. Brigada complexă se poate organiza în trei variante, în funcție de regimul de lucru al frontului și de avansările plani-

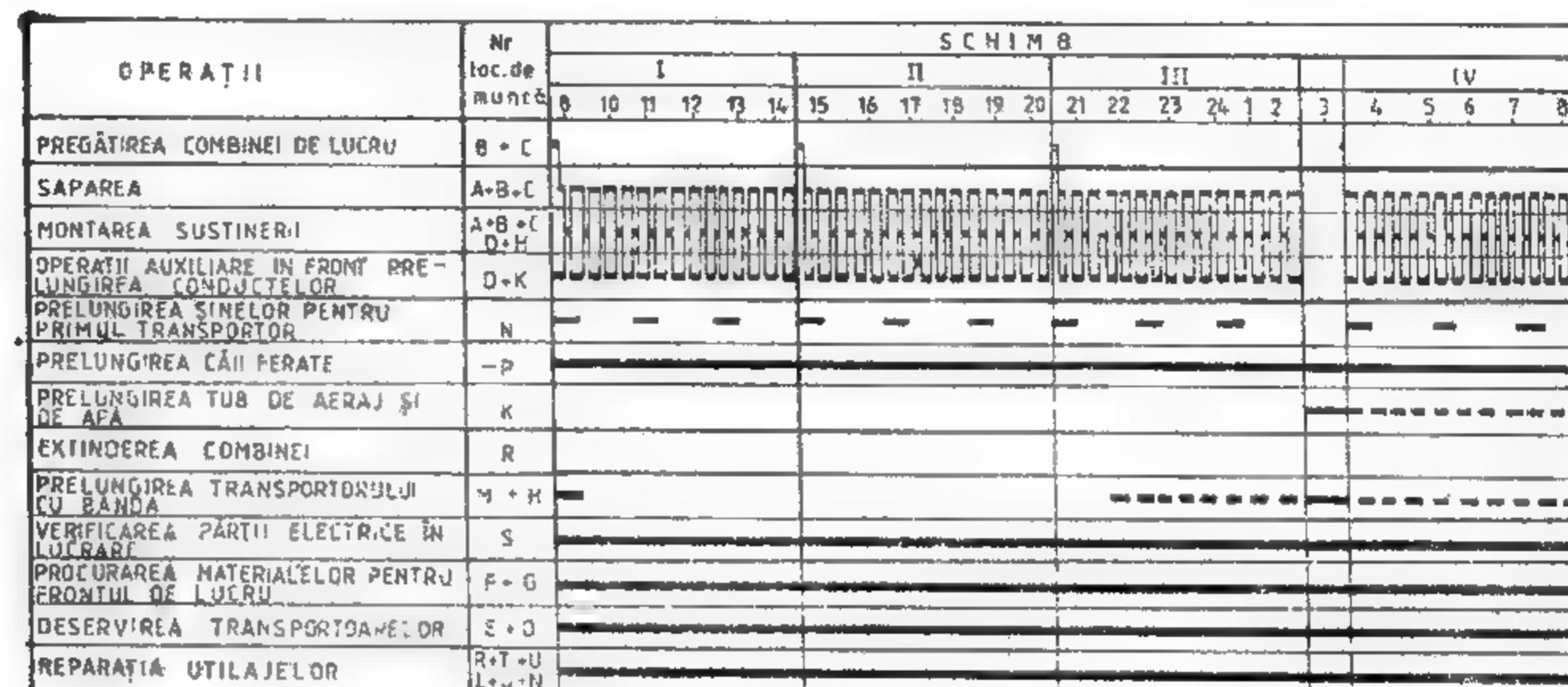


Fig. XIX.125. Graficul organizării lucrărilor pentru regim de lucru neîntrerupt.

licate. Pentru avansări obișnuite și regim de lucru cu întreruperi, brigada complexă cuprinde numai muncitorii care execută operațiile ciclului de săpare, iar lucrările periodice de revizii, reparații, auxiliare și pregătitoare se execută de personalul electromecanic și de servire al sectorului, organizat corespunzător în acest scop și programat pe schimburi și zilele în care nu se prevede avansarea frontului. În cazul avansărilor rapide și a regimului neîntrerupt, brigada complexă cuprinde întregul personal electromecanic și de servire, pentru a putea suprapune în totalitate operațiile de bază cu cele auxiliare și de servire (cazul din fig. XIX.125, în care brigada complexă a fost constituită din 148 oameni/zi care au realizat 1502 m/lună). O formă de organizare a muncii intermediară constă în completarea efectivului pe schimb al echipei cu un număr mai mic sau mai mare de muncitori electromecanici. Se subliniază că toate avansările rapide s-au realizat, în esență, pe seama completării brigăzilor cu personal suplimentar pentru lucrările auxiliare, de revizii și reparații, și pregătitoare, și pe seama unei organizări riguroase a procesului de săpare. Tehnic și tehnologic deci, o tehnologie tip de săpare mecanizată a galeriilor dispune de un potențial mult superior realizărilor curente sub aspectul vitezelor de avansare.

La analiza posibilităților de suprapunere a operațiilor procesului de săpare mecanizată a galeriilor se recurge la noțiunea de *fază tehnologică*, introdusă recent în soluționarea problemelor de organizare a proceselor din fronturile de lucru.

Faza tehnologică a procesului de săpare este o perioadă de timp în care se execută suprapus anumite operații. Trecerea într-o altă fază presupune fie încetarea a cel puțin uneia din operațiile care se executau suprapus într-un moment imediat anterior, fie adăugarea pentru executarea în paralel a cel puțin unei operații față de cele care se executau cu un moment imediat anterior.

Precizarea fazelor tehnologice ale procesului de săpare mecanizată a galeriilor presupune o diferențiere a operațiilor procesului în trei grupe:

— grupa 1 — operații care nu se pot suprapune una cu alta în timp și numărul de oameni ocupat în fiecare operație este cunoscut și riguros determinat (de exemplu tăierea propriu-zisă cu combina);

— grupa 2 — operații care nu se pot suprapune una cu alta în timp și nici cu cele din prima grupă dar, în schimb, numărul de oameni nu este strict determinat ci este o variabilă între o valoare minimă și maximă (de exemplu ridicarea elementelor de susținere);

— grupa 3 — operații care se pot suprapune în timp atât între ele, cât și cu unele sau cu toate operațiile din grupele 1 și 2 (de exemplu pregătirea elementelor cadrului de susținere).

Prin precizarea operațiilor din grupele 1 și 2 se poate stabili durata ciclului în funcție de numărul de oameni. Astfel, fiecare operație din grupa 1 generează o fază cu durată cunoscută, în timp ce operațiile din grupa 2 generează câte o fază cu durată variabilă. Dacă operațiile din grupa 3 se suprapun complet cu cele din grupele 1 și 2, durata ciclului va rezulta însumând duratele fazelor generate de operațiile din grupele 1 și 2. În caz contrar ciclul va avea o durată prelungită, datorită unui număr insuficient de oameni în echipă.

În aplicația care urmează se arată modul de utilizare a încadrării operațiilor în grupe la determinarea numărului de muncitori din echipă, a duratei ciclului și implicit a avansării pe schimb.

Calculul parametrilor tehnologici ai procesului de săpare mecanizată a galeriilor și adoptarea soluției de organizare. Pentru aplicarea relațiilor de determinare a consumurilor de muncă prezentate în varianta II de la pag. 320 și 321 se consideră un caz concret în care: se utilizează combina CI-1, lucrarea se sapă în mixt, cărbunele are $f_c = 1,5$, sterilul $f_s = 3$, poderea sterilului din front $k_f = 0,3$, galeria dublă susținută metalic (GDM-8) are o secțiune de săpare $S_s = 10,6 \text{ m}^2$ și o secțiune liberă $S_l = 8 \text{ m}^2$, pentru transportul masei miniere din front se folosește un transportor TR-3 și un preîncărcător cu bandă, iar pentru transportul materialului, un monoraî KSP-16, galeria se susține cu arce metalice din trei elemente, în cimpuri de 0,8 m montate manual, bandajarea se face cu panouri de oțel beton, materialul de susținere se depozitează la maxim 100 m, în medie se consideră ca distanță de transport 50 m.

Coefficientul de tărie mediu rezultă prin ponderarea cu suprafețele de cărbune și steril din front și este $f = 2$.

Codificarea operațiilor corespunde numerotării din tabelele XIX.43 și XIX.44. În ciclu de săpare nu intră operațiile auxiliare de prelungire a transportorului, monoraîului, tuburilor de aeraj și conductelor de apă, aceste lucrări urmînd a se executa într-un schimb în care săparea se întrerupe.

Consumurile de muncă pe schimb pentru excavare și evacuare la o avansare de $P \text{ m/schimb}$ se determină cu relațiile de la varianta II (§2.4.5.):

$$M_{a1} = PV_1 \frac{n_1}{q_1 k_1 k_2} = P \cdot 10,6 \cdot \frac{3}{0,5 \cdot 0,9(1,417 - 0,308 \cdot 2 + 0,020 \cdot 4)} = 80,21 P \text{ [om min/schimb]}$$

$$M_{m2} = PV_2 m_2 k'_2 = 40 P \text{ [om min/schimb]}$$

$$M_{m3} = PV_3 m_3 k'_3 = P \cdot 10,6 \cdot 0,402(0,421 + 0,368 \cdot 2) = 5,08 P \text{ [om min/schimb]}$$

$$M_{m4} = PV_4 m_4 k'_4 = P \cdot 10,6 \cdot 2,33(0,274 + 0,514 \cdot 2 - 0,020 \cdot 4) = 30,18 P \text{ [om min/schimb]}$$

$$M_{m5} = PV_5 m_5 k'_5 = P \cdot 10,6 \cdot 0,320(0,336 + 0,468 \cdot 2 - 0,017 \cdot 4) = 4,08 P \text{ [om min/schimb]}$$

Total consum de muncă pentru excavare și evacuare:

$$M_1 = 40 + 119 P \text{ [om min/schimb]}$$

Consumuri de muncă pentru susținere:

$$M_{m8} = PV_8 m_8 k'_8 = P \cdot \frac{1}{0,8} \cdot 12,5 \cdot \frac{50}{20} = 39,09 P \text{ [om min/schimb]}$$

$$k'_8 = k_{11} \cdot k_{12}$$

$$M_{m9} = PV_9 m_9 k'_9 = P \cdot \frac{1}{0,8} \cdot 11,6(0,223 + 0,132 \cdot 2 - 0,003 \cdot 4) = 6,88 P \text{ [om min/schimb]}$$

$$M_{m11} = PV_{11} m_{11} k'_{11} = P \cdot \frac{1}{0,8} \cdot 8 \cdot 1 = 10 P \text{ [om min/schimb]}$$

$$M_{m12} = PV_{12} m_{12} k'_{12} = P \cdot \frac{1}{0,8} \cdot 41 \cdot 1 = 51,25 P \text{ [om min/schimb]}$$

$$M_{m13} = PV_{13} k'_{13} = P \cdot \frac{1}{0,8} \cdot 44,81 \cdot 1 \cdot 0,8 = 44,8 P \text{ [om min/schimb]}$$

$$k'_{13} = k_{17} \cdot k_{18}$$

Total consum de muncă pentru susținere

$$M_2 = 151,99 P \text{ [om min/schimb]}$$

Consum de muncă pentru operațiile auxiliare

$$M_{m15} = PV_{15}(m_{15} k'_{15} + m'_{15} k''_{15}) = P \cdot 1 [4,5(0,745 + 0,061 \cdot 2 - 0,002 \cdot 4) + 52,9] = 56,77 P \text{ [om min/schimb]}$$

Pentru tehnologia și forma de organizare acceptate, $M_{m8} = M_{m9} = M_{m10} = M_{m14} = M_{m15} = M_{17} = M_{18} = 0$, operațiile nu intră în compunerea ciclului.

Consumul total normat de muncă pentru operațiile care intră în compunerea ciclului de săpare

$$M = 80,21 P + 40 + 248,1 P \text{ [om min/schimb]}$$

Consumul de muncă corectat pentru odihna reglementară și siguranța în funcționare a lanțului de utilaje rezultă aplicînd un coeficient mediu pentru odihna reglementară

$k_0 = 1,15$ la toate operațiile și un coeficient de disponibilitate a lanțului de utilaje $k_d = k_{ac} \cdot k_{ap} \cdot k_{at}$ pentru operația de tăiere. Coeficienții de disponibilitate pentru combină, preîncărcător și transportor se iau din tabelul XIX.47.

$$k_d = (0,860 - 0,020f) \cdot 0,45 \cdot 0,95 = 0,74$$

Consumul de muncă corectat

$$M' = \frac{K_0}{K_d} \sum_{i=1}^n M_{ui} + K_0 \sum_{i=n+1}^v M_{mi}$$

$$M' = 80,21 \cdot \frac{1,15}{0,74} P + 40 \cdot 1,15 + 248,1 \cdot \frac{1,15}{1} P$$

$$M' = 410 + P 46 \text{ [om min/schimb]}$$

Prin raportarea consumului de muncă corectat la avansarea pe schimb și la secțiunea de săpare rezultă consumul de muncă pe metru cub excavat, adică un echivalent al normei complexe de muncă $m_c = 38,5 + 4,34 P$ om min/m³. Consumul de muncă pe ciclu rezultă înmulțind norma complexă cu avansarea pe ciclu $d = 0,8$ m și cu secțiunea de săpare, adică $M'_c = 326,48 + 36,8/P$ om min/ciclu.

Adoptarea soluției de organizare presupune determinarea numărului de oameni din echipă pentru schimburile de săpare. Pentru aceasta este necesar să se analizeze și să se determine numărul minim necesar și numărul maxim posibil de oameni din echipa de săpare.

Numărul minim necesar de oameni pe schimb din echipa de săpare se determină pornind de la condiția operării normale a sistemului de mașini și utilaje care fac parte din lanțul tehnologic sau de la condiția realizării unei unități de volum de lucrare manuală la care se cere cel mai mare număr minim de muncitori care să lucreze simultan. În cazul tehnologiei de săpare cu combină, operarea normală a sistemului combină-preîncărcător-transportor este posibilă cu trei muncitori (mecanic combină, ajutor și miner pentru supravegherea punctului de deversare). În aceeași tehnologie, numărul minim de muncitori pentru a ridica, alinia pe direcție și fixa manual elementele unui cadru de susținere este tot de trei muncitori. La profile mici și scheme de săpare simple, numărul minim de oameni este doi, potrivit normelor de tehnica securității muncii.

Numărul maxim de muncitori se determină în funcție de posibilitățile de suprapunere în timp a operațiilor. În acest scop operațiile se încadrează în cele trei grupe; — grupa 1 cuprinde: pregătirea și închiderea ciclului (3 oameni), excavarea și supravegherea punctului de deversare (3 oameni) și schimbarea cuțitelor și spargerea negabaritelor (2 oameni);

— grupa 2 cuprinde: montarea elementelor de susținere (în proporție de 60 %) și bandajarea (în proporție de 30 % din consumul total de muncă).

După experiența practică, numărul maxim al oamenilor care ar putea fi ocupați simultan cu aceste operații nu poate depăși 9–10 oameni.

Restul operațiilor sînt din grupa 3, adică se pot suprapune cu operațiile din grupele 1 și 2.

Durata operațiilor din grupa 1

$$t_1 = \frac{M'_{u1} + M'_{m2}}{3} + \frac{M'_{m3} + M'_{m5}}{2} = 80,21 \cdot \frac{1,15}{0,74} \cdot \frac{P}{3} +$$

$$+ \frac{40}{3} \cdot 1,15 + \frac{5,08}{2} \cdot 1,15 \cdot P + \frac{4,08}{2} \cdot 1,15 \cdot P = 46,82 P + 15,33$$

Consumul de muncă pentru operațiile din grupa 1 este

$$M'_1 = \frac{k_0}{k_d} M_{u1} + k_0 M_{m2} + k_0 M_{m3} + k_0 M_{m5}$$

$$M'_1 = 124,65 P + 46 + 5,84 P + 4,69 P = 135,18 P + 46 \text{ [om min/schimb]}$$

Consumul de muncă pentru operațiile din grupa 3

$$M'_3 = k_0(M_{m4} + M_{m8} + M_{m9} + M_{m11} + 0,4 M_{m12} + 0,7 M_{m13} + M_{m15}) =$$

$$= 1,15 P(30,18 + 39,09 + 6,88 + 10 + 0,4 \cdot 51,25 +$$

$$+ 0,7 \cdot 44,8 + 56,77) = 224 P \text{ [om min/schimb]}$$

În condițiile suprapunerii operațiilor din grupa 3 cu operațiile din grupa 1, fără suprapunere între grupele 3 și 2, numărul total de oameni maxim va fi:

$$n_e = \frac{M'_1 + M'_3}{t_1} = \frac{135,18 P + 46 + 224 P}{46,82 P + 15,33} = \frac{359,18 + \frac{46}{P}}{46,82 + \frac{15,33}{P}}$$

Pentru avansări între 1–10 m/schimb, suprapunerea completă a grupelor 1 și 3 de operații este posibilă numai cu echipe de 7 sau 8 oameni, oameni care pot fi în continuare ocupați cu ridicarea elementelor cadrului de susținere, fiind sub limita maximă (9–10 oameni).

Consumul de muncă pentru grupa 2:

$$M'_2 = K_0(0,6 \cdot M_{m12} + 0,3 M_{m13}) = 1,15 \cdot (0,6 \cdot 51,25 + 0,3 \cdot 44,8) P =$$

$$= 50,82 P \text{ [om min/schimb]}$$

Durata operațiilor din grupa 2 pentru echipa de 8 oameni va fi:

$$t_2 = \frac{M'_2}{n_e} = \frac{50,82 P}{8} = 6,35 P \text{ [min]}$$

Corespunzător numărului minim și maxim de muncitori rezultă avansările minimă și maximă pe schimb. Cunoșcînd durata schimbului $T_{sch} = 480$ min și acordînd o pauză reglementară $T_{of} = 20$ min/schimb, rezultă avansarea pe schimb din ecuația de balanță.

Pentru $n_e = 3$ oameni (număr minim):

$$n_{min}(T_s - T_{or}) = M' = M'_1 + M'_2 + M'_3;$$

$$3(480 - 20) = 135,18 P + 46 + 50,82 P + 50,82 P + 224 P \quad [\text{om min/schimb}]$$

$$1334 = 410 P + 46 \quad [\text{om min/schimb}]$$

$$P_{min} = 3,14 \text{ m/schimb}$$

Pentru n_{max} se rezolvă sistemul de ecuații:

$$n_{max}(T_{sch} - T_{or}) = M' = M'_1 + M'_2 + M'_3$$

$$M'_3 = (n_{max} - 3)41,55 P + (n_{max} - 2)5,267 P + (n_{max} - 3)15,52$$

$$n_{max}(480 - 20) = 410 P + 46$$

$$224 P = 46,817 P n_{max} + 15,33 n_{max} - 135,184 P - 46$$

$$n_{max} = 7,50 \text{ oameni}$$

$$P_{max} = 8,31 \text{ m/schimb}$$

Cunoscînd că pasul de susținere este de 0,8 m, avansarea pe schimb pent. a a realiza un număr întreg de cicluri pe schimb va fi redusă la 8 m. În funcție de această avansare se recalculează numărul de muncitori și se rotunjește la 8 oameni/schimb.

Prin studiul de detaliu de organizare a muncii trebuie să se fundamenteze eficiența soluțiilor de organizare cu 7 sau 8 oameni/schimb.

Considerînd că în unul din cele trei schimburi timp de 210 min nu se execută săpare ci lucrări de revizii, reparații și auxiliare, cu un efectiv suplimentar (ajutat de echipa de săpare de 8 oameni), ar rezulta o avansare pe zi de 20 m și o avansare lunară de 500 m în 25 zile lucrătoare.

Complexele de operații	Unitate de măsură	Volumul lucrării pe sch.	Efectiv limită	Durata complex de op.	Consum de muncă	Orele schimbului							
						1	2	3	4	5	6	7	8
Pregătirea lucrului			1-8	15	60	1	1	1	1	1	1	1	1
Excavare cu combină	m ³	80	1	33x10	330								
Operații auxiliare pe combină			1-2	4x10	80	2	2	2	2	2	2	2	2
Op. de încărcare a masei miniere	m ³	80	2-3	3	990	3	3	3	3	3	3	3	3
Susținere	cadre	10	5-8	37x10 7x10	1370	2	2	2	2	2	2	2	2
Executarea cotelor de apă	m	8	3-8	4x10 33x10	465	1	1	1	1	1	1	1	1
Alte operații auxiliare			1-4	15 37x10	385	1	1	1	1	1	1	1	1
Pauză regulamentară			1-8	20	160								

Fig. XIX.126. Graficul de organizare (pe bază de calcul):

secțiunea de săpare $S = 10,6 \text{ m}$; secțiunea liberă 8 m ; $f_s = 3$; $f_c = 1,5$; ponderea sterilului în front $k_s = 0,3$; utilaje: combină CI-1, prafincărcător, transportor TR-3, monotor KSP-16. Viteza de avans: 8 m/schimb ; 20 m/zi ; 600 m/lună . Productivitatea muncii echipei de săpare: $0,83 \text{ m/om schimb}$, $8,83 \text{ m}^3 \text{ excavații/om schimb}$.

În fig. XIX.126 se prezintă graficul de organizare a procesului de săpare trasat pe baza datelor obținute prin calculele efectuate mai sus.

2.4.7. PROBLEME DE TEHNICA SECURITĂȚII MUNCII

Una din caracteristicile esențiale ale tehnologiilor de mecanizare complexă la săparea galeriilor o constituie munca în condiții de confort cu un efort fizic redus, fără nici un risc profesional, cu condiția cunoașterii și respectării normelor tehnologice și de tehnica securității, care capătă uneori valențe noi și particulare. În dotația unei combine de săpat galerii se găsesc o serie de dispozitive și mecanisme care pot căpăta o serie de întrebuințări, altele decît cele pentru care sînt realizate. Volumul mare de instrumentații posibil de realizat cu o combină de înaintări complică mult limita de demarcație între ceea ce este „interzis” și ceea ce este „corect” la săparea mecanizată a unei galerii.

În mod special, la lucrurile de muncă mecanizate cu combina trebuie avute în vedere următoarele pericole și reguli de tehnica securității:

1. Pericolele electrice sînt potențiale mai ales la agregatele miniere mari la care alimentarea se realizează în circuit de înaltă tensiune, bateria de transformatoare găsindu-se chiar pe combină. În acest caz, se aplică un program complex de protecție a rezistenței de izolație și de control a punerii la pămînt.

2. Pericolul de incendiu este mai mare datorită acumulării a trei factori favorizanți: instalații electrice, instalații hidraulice și puternice frecări între organele de lucru și frontul de lucru. Combinatele moderne sînt dotate cu instalații moderne și eficiente pentru depistarea începuturilor de incendiu și stingerea lor eficientă.

3. Instalațiile mecanice în mișcare care nu pot fi protejate cu apărători, cum sînt: organele dispozitivelor de încărcare, brațele laterale, racletele în consolă ale transportorului, organele în mișcare ale transportorului portal, constituie o permanentă sursă de pericole, mai ales datorită faptului că lucrează în spații înguste. Din acest motiv, combinatele pentru galerii trebuie să fie dotate cu mijloace de mecanizare complexe și integrate, care să nu necesite intervenția personalului în zona frontului de lucru. De asemenea, supravegherea trebuie să se realizeze cu mijloace de control de la distanță pentru toți parametrii care pot interesa pe conducătorul procesului de producție.

4. Datorită performanțelor deosebite la săpare ale combinelor există permanent pericolul ca operația de susținere a galeriei să nu țină pasul cu avansarea frontului, creîndu-se spații mari nesusținute, cu pericole omniprezente de surpare. Ideea agregatelor hidraulice la care operația de susținere este integrată cu procesul tehnologic de săpare provine tocmai de la necesitatea eliminării pericolului de decalaj între frontul de săpare cu operația de susținere.

Prin tăierea rocii din front, indiferent de organul de tăiere, se produce o cantitate mare de praf care, la productivități mari ale mașinii, nu se poate combate cu mijloace obișnuite.

Datorită pericolozității acestuia, fie datorită riscului silicogen, fie datorită posibilității exploziei, la combinatele moderne zona tăierii se protejează cu o diafragmă dimensionată corespunzător, praful combătîndu-se în cele două zone distincte ale galeriei cu mijloace distincte corespunzătoare.

6. Încălzirea puternică a organelor de tăiere, dar și a rocii tăiate, pot crea pericole prin creșterea posibilităților de aprindere, dar și prin reducerea confortului la locul de muncă.

S-au enumerat cîțiva din factorii specifici care determină pericolozitatea la tăierea cu combina și care se combat prin soluții tehnice constructive sau tehnologii adaptate, dar și prin ridicarea calificării personalului.

2.5. TEHNOLOGII DE EXECUȚIE A GALERIILOR ÎN ROCI NEOMOGENE

La execuția lucrărilor de cercetare, deschidere și pregătire a zăcămintelor cu grosime mică și foarte mică, se întâlnesc frecvent cazuri când în interiorul profilului lucrărilor miniere apar atât roci utile cit și steril.

La execuția galeriilor pe filoane sau ștrate cu înclinare mare zăcămintul poate fi menținut fie în mijlocul secțiunii, fie la unul din pereții galeriei (fig. XIX.127).

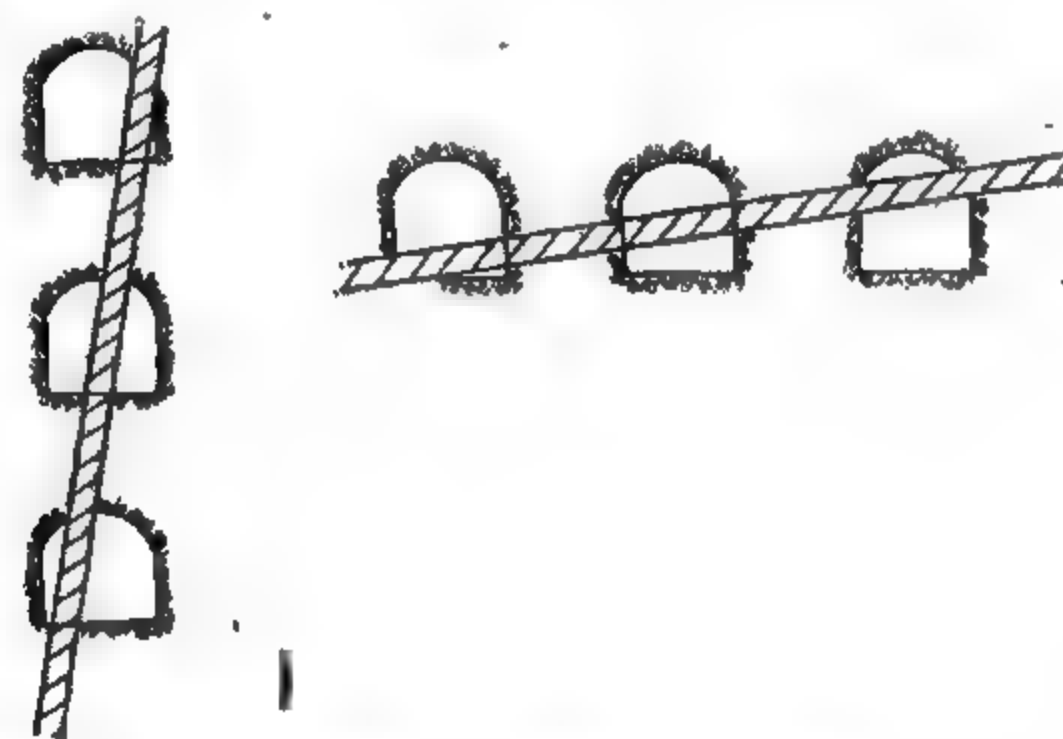


Fig. XIX.127. Pozițiile posibile ale galeriei direcționale în raport cu zăcămintul de grosime foarte mică.

Dacă înclinarea zăcămintului este foarte mică, acesta poate fi menținut fie la mijlocul secțiunii fie la tavanul sau vatra galeriei.

În timpul execuției acestor lucrări, substanța minerală utilă și sterilul pot fi extrase în amestec (global) sau separat (selectiv).

Extragerea globală este mai simplă, însă prezintă inconvenientul că mărește considerabil diluția care, uneori, poate ajunge la 80—95%.

Extragerea selectivă asigură reducerea diluției însă prezintă o serie de dezavantaje cum sînt:

- scăderea vitezei de avansare și a productivității muncii;
- creșterea timpului de muncă neproductiv ca urmare a prelungirii ciclului de lucru care determină creșterea timpilor de pregătire-încheiere și a timpului de aeraj;

- creșterea cheltuielilor cu derocarea rocilor, ca urmare a consumului mai ridicat de găuri de mină, explozivi, manoperă și energie.

Extragerea selectivă a rocilor din interiorul profilului galeriei se poate realiza în mai multe feluri:

- 1) execuția unei galerii în acoperișul sau culcușul zăcămintului cu înclinare mare și apoi derocarea zăcămintului pe tronsoane de 1—10 m;

- 2) extragerea filonului pe 1—3 m și apoi lărgirea făgașului creat prin împușcarea rocii sterile;

- 3) derocarea cu combina și încărcarea substanței minerale și a sterilului în vase de transport diferite;

- 4) dirijarea împușcării astfel încît utilul să fie aruncat la distanță mai mare, separarea de steril realizîndu-se în timpul încărcării.

În scopul reducerii cheltuielilor de execuție a galeriei este indicat să se extragă în prima fază rocile mai puțin rezistente.

La extragerea sterilului în prima fază (fig. XIX.128), se perforează găuri în zona



Fig. XIX.128. Extragerea selectivă a sterilului din frontul unei galerii.

sterilă a secțiunii lucrării miniere și se împușcă. Avansarea continuă pe distanțe de cîțiva metri, amenajîndu-se calca ferată pînă în front pentru accesul mașinii de încărcat. După aceea se perforează găuri în zona mineralizată, astfel încît după împușcare să rezulte profilul proiectat al galeriei.

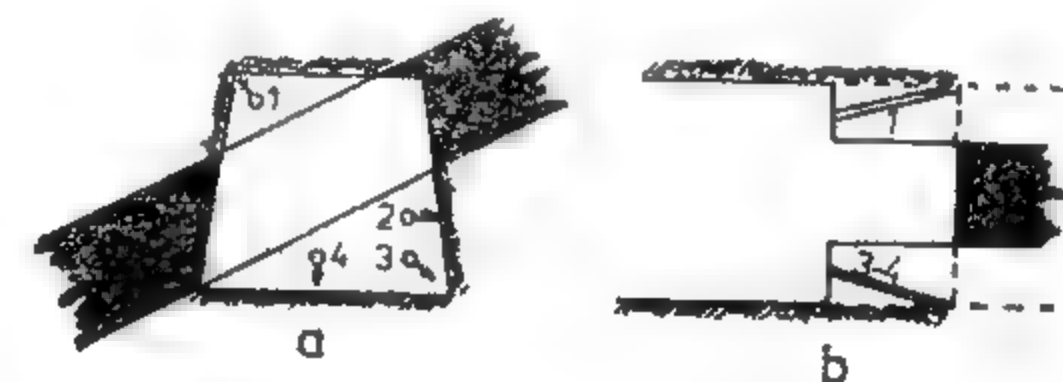


Fig. XIX.129. Extragerea selectivă a utilului din frontul unei galerii.

Dacă în prima fază se extrage utilul, lățimea excavatei este de 0,6—1,0 m (fig. XIX.129); nefiind posibil accesul mașinilor de încărcat pentru evacuarea utilului, decalajul între frontul de lucru în util și cel în steril nu depășește 1—3 m. În acest caz se împușcă o dată sau de două ori frontul de lucru în util și o dată în steril.

La execuția galeriilor direcționale pe zăcăminte cu grosime și înclinare mică se recomandă să se adopte metode de lucru cu front lărgit. Roca sterilă rezultată în urma împușcării este aruncată într-o excavație rezultată din extragerea zăcămintului pe o lungime l (fig. XIX.130).

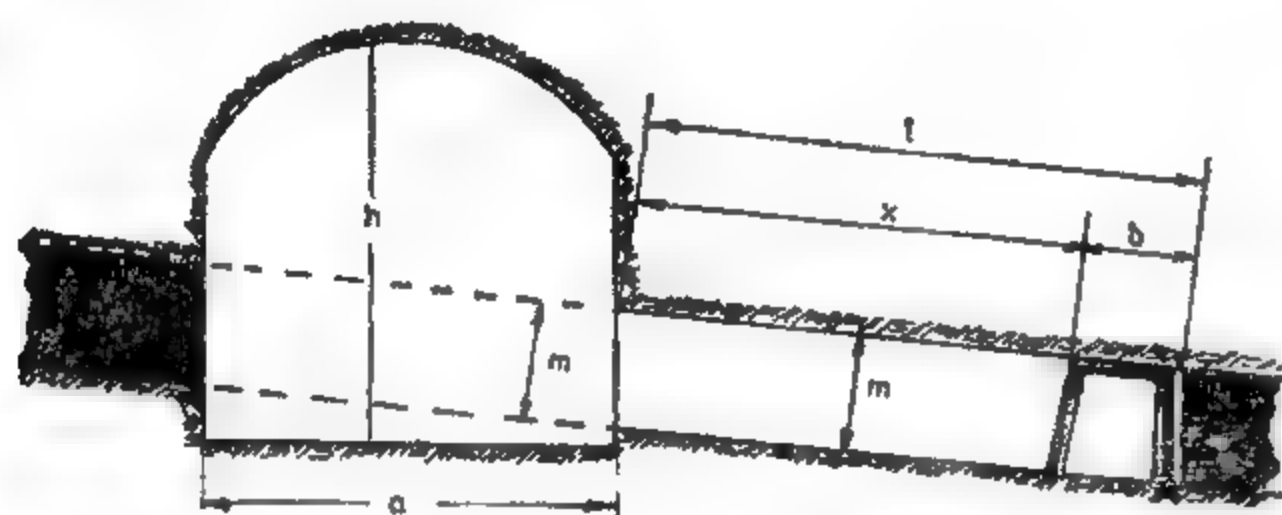


Fig. XIX.130. Metoda de execuție a galeriei direcționale cu front lărgit.

Dacă galeria are lățimea a și înălțimea h și se execută pe un strat cu grosimea m , atunci lățimea totală a supralărgirii, ținând seama și de canalul cu lățimea b , va fi:

$$l = x + b = b + a k (h/m - 1) \quad (2.133)$$

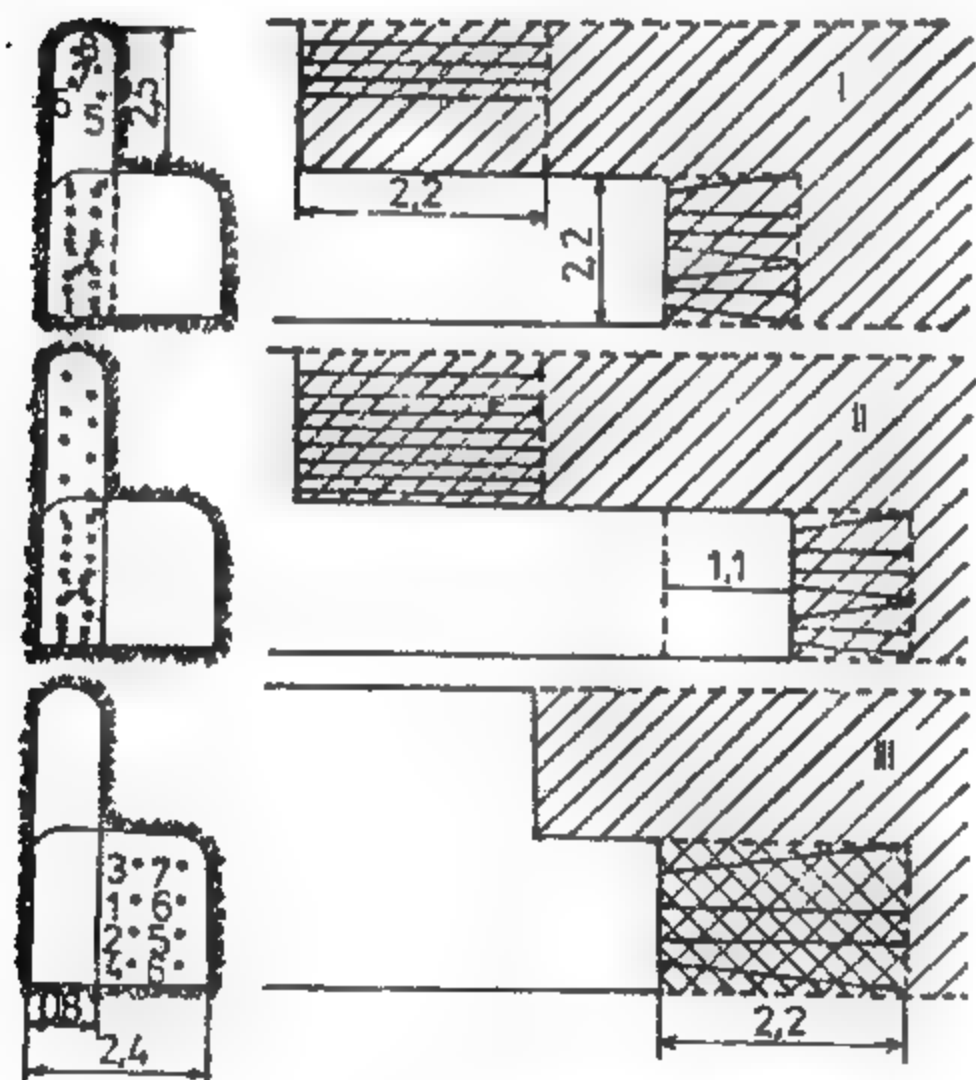


Fig. XIX.131. Tehnologia de derocare selectivă a filonului în frontul unei galerii de pregătire, cu execuția concomitentă și a preabatajului.

Frontul de lucru devansează întotdeauna frontal în steril cu 4–7 m. Sterilul poate fi introdus pe cale manuală sau mecanizat, cu benzi de transport.

Pentru asigurarea unei viteze mai mari de avansare pe ansamblul lucrărilor de cercetare, deschidere și pregătire a zăcămintelor foarte subțiri, I.I.S. Baia Mare a experimentat cu rezultate bune o tehnologie de derocare selectivă în galeria direcțională și execuția concomitentă a preabatajului (fig. XIX.131).

Galeria direcțională se dirijează astfel ca filonul să fie la unul din pereții galeriei — de regulă în culcuș. La început se perforează găuri pentru delimitarea unui fâgaș cu lățimea de circa 0,8 m. În fâgașul creat se perforează un nou rând de găuri și în paralel se perforează găuri orizontale pentru excavarea preabatajului. Când frontul înaintaș a avansat cu 2–3 m se perforează găuri pentru lărgirea fâgașului până la profilul proiectat al galeriei. În același timp, se execută prin perforare și scobiturile pentru grinzile de susținere a poditurii preabatajului.

Execuția paralelă a întregului volum de lucrări pentru deschidere și pregătire până în faza gata de exploatare a filonului, după această tehnologie, prezintă următoarele avantaje:

- permite eliminarea din circuitul transportului și prelucrării a circa 3–4 m³ steril/1 m înaintare;
- asigură o producție de minereu apropiată de cea obținută la împușcarea globală, dar de calitate mult superioară;
- permite realizarea unor viteze de avansare comparative cu tehnologia globală.

Derocarea selectivă cu combina de înaintare se realizează în condiții bune cu combina care are capul de tăiere cu tobe, discuri sau sape cu role montate pe un braț. Mai întâi se derochează roca de tărie mai mică, iar apoi roca mai tare, asigurând încărcarea separată a minereului și a sterilului. Pentru derocarea cu combina este necesar ca filonul să nu aibă variații mari de direcție.

Selectarea în timpul împușcării prin aruncarea diferențiată a masei filoniene și a sterilului are avantajul suprapunerii lucrărilor de perforare-împușcare pentru crearea fâgașului cu cele pentru lărgirea acestuia.

Schema de perforare cuprinde, ca și la împușcarea selectivă, două faze (fig. XIX.132). Găurile corespunzătoare fâgașului se încarcă cu dinamită și se inițiază cu capse cu întârzieri între încărcăturile apropiate de cel puțin 80 ms.

Găurile corespunzătoare lărgirii fâgașului se încarcă cu astralită și se inițiază cu capse milisecundă cu o întârziere de cel puțin 200–300 ms față de ultimele încărcături din găurile fâgașului.

În felul acesta s-a constatat că materialul din interiorul fâgașului, cu granulație de maximum 150 mm, se împrășteie pe o distanță de 15–17 m, în timp ce sterilul împușcat în faza a doua, cu granulație maximă de 400–500 mm, se împrășteie doar pe 5–6 m de la front.

Această tehnologie permite realizarea unei productivități cu 30 % mai mare decât la împușcarea selectivă obișnuită, dar apar pierderi de minereu de circa 25 %, iar minereul evacuat are o diluție mai mare cu circa 20 %.

Indiferent de tehnologia aplicată, selecția minereului la execuția lucrărilor miniere în zăcăminte cu grosime mică și foarte mică asigură recuperarea superioară a rezervelor și reducerea cheltuielilor de transport și prelucrare a minereului, precum și a celor pentru depozitarea reziduurilor de la preparare.

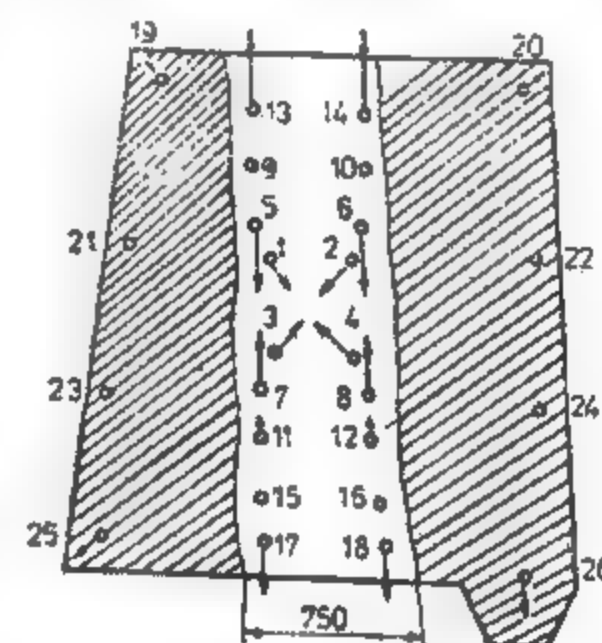


Fig. XIX.132. Amplasarea găurilor și ordinea de împușcare a încărcăturilor explozive pentru separarea utilului de steril în timpul împușcării.

2.6. SĂPAREA GALERIILOR ÎN ROCI DEZAGREGATE

În roci dezagregate, galeriile se sapă prin una din următoarele metode: cu palplanșe (frigări), cu picotaj, cu scut și prin metode obișnuite în urma consolidării artificiale a rocilor.

Înaintarea cu palplanșe (v. fig. XI.44) se aplică în roci afinate sau la redeschiderea unor lucrări vechi umplute cu roci surpate din tavan și pereți. Galeria se susține până în zona surpată. La contactul cu rocile surpate, deasupra grinzii ultimei armături se înfig în surpătură — una lângă alta — palplanșe cu lungimi de 1,5–2 m care să formeze un

tavan inclinat, respectiv o susținere a tavanului în fața frontului de lucru. Apoi se evacuează rocile dezagre, ate de sub tavanul de palplanșe pe adâncimea de 0,3–1 m și se montează un nou cadru de susținere, mai înalt decât primul. Lângă acest cadru se construiește altul cu grinda la înălțimea celui dintâi peste care se înfig noile palplanșe ș.a.m.d.

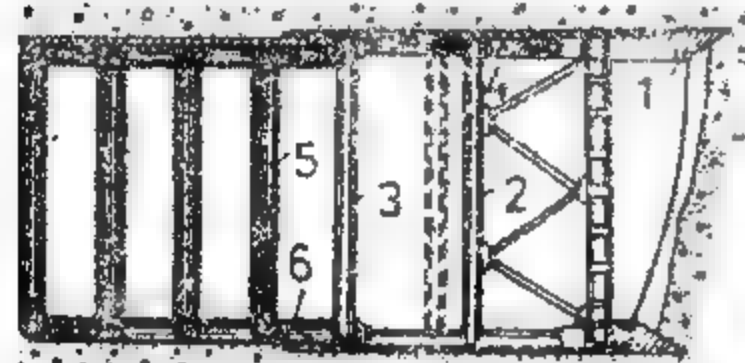


Fig. XIX.133. Înaintarea cu scut în roci dezagregate slab consolidate sau curgătoare:

1—cap de tăiere; 2,3,5—cadre metalice; 4,6—stringători.

statalate organul de încărcare, un transportor, astfel încât scutul realizează mecanizarea avansată a tăerii, încărcării și evacuării rocii. Susținerea se realizează montând în spatele scutului inele de susținere din bolțari de beton asamblați cu buloane de oțel sau din fontă. Scuturi mecanice se construiesc atât pentru galerii cît și pentru tunele și metrouri, cu diametre pînă la 10 m.

Înaintarea cu picotaj (v. fig. XI.46) este o metodă grea, costisitoare și slab productivă, care se aplică la săparea galeriilor în roci acvifere și curgătoare, pe porțiuni cu lungimi mici. Secțiunea transversală a galeriei și, după caz, vatra acesteia se căptușesc cu picotii din lemn rotund cu diametrul de 12–20 cm și lungimi de 0,5–2 m, ascuțiți la unul din capete. Odată cu picotii se înfig și palplanșe, atât la tavan cît și la pereți. Înaintarea se face înfigînd picotii unul cîte unul și evacuînd treptat apa și materialul mărunț care se scurge printre ei. Cînd unii picotii nu pot fi înfipti, ei sînt depășiți prin înfigerea celorlalți pînă rămn afară atât ei cît și bulgării de rocă. Pe măsura avansării frontului picotat, se montează cadre complete de susținere în desiş, iar vatra și perimetrul galeriei se bandajează cu dulapi de stejar.

Consolidarea artificială a rocilor dezagregate și acvifere are ca scop schimbarea ansamblului proprietăților fizice și mecanice a acestora prin: cimentare, impermeabilizare sau congelare, pentru a aplica metodele de săpare prin perforare-împușcare, cu combina sau cu scutul mecanizat.

3. SĂPAREA ȘI SUSȚINEREA PLANELOR ȘI PUȚURILOR ÎNCLINATE

Puțurile și planele înclinate sînt lucrări miniere cu înclinări de 8–90°, care se execută de la suprafață (p. la zi) sau din subteran (p. orb) și servesc pentru explorarea, deschiderea și pregătirea zăcămintelor; transportul producției și materialelor; circulația personalului, aeraj, drenarea și evacuarea apelor etc.

Înclinarea acestor lucrări se alege de 8–12° pentru transportul cu mijloace auto, 12–25° pentru transportul cu transportare cu benzi sau raclete și peste 25° cînd transportul se face pe cale ferată.

Puțul inclinat este o lucrare minieră avînd aliniament și înclinare constante, care este echipată la partea superioară cu mașină de extracție, iar la vatră cu linie ferată pe care se deplasează — ghidat — un vas de extracție care poate fi schip, o platformă cu vagonete sau vagoane de cale ferată normală. Puțurile înclinate pot fi prevăzute cu una sau două linii de transport pe care producția poate fi ridicată la un orizont superior (p. inclinat motor) sau coborît la un orizont inferior (automotor).

Planul inclinat este o lucrare minieră înclinată, executată în scopul deschiderii sau pregătirii unui zăcămint, pe care transportul se face cu benzi sau cu mijloace autopropulsate. Direcția și înclinarea plantelor înclinate pot varia în limitele permise de mijloacele de transport.

După modul de organizare a transportului, lucrările înclinate pot fi simple sau cu simplu efect (ascendent, descendent) și duble sau cu dublu efect pe care, în același timp, se poate face transport în ambele sensuri.

Din motive de siguranță, pe timpul exploatării lucrărilor înclinate nu se execută în prelungirea lor alte lucrări miniere.

Profilul și secțiunea acestor lucrări se aleg în funcție de modul de manifestare a presiunii rocilor, felul susținerii, destinația și durata de serviciu, gabaritul mijloacelor de transport, capacitatea de transport proiectată și prescripțiile N.P.M. pentru industria minieră. Profilul cel mai des întîlnit este cel dreptunghiular cu tavan plat sau boltit. Mai rar se aleg profilele eliptic și circular.

Secțiunile sînt apropiate celor pentru galerii în cazul în care transportul se face cu benzi sau cu vagonete și apropiate celor de rampe de puțuri pentru planele înclinate pe care transportul se face auto. Cîteva secțiuni tipizate pentru plane înclinate sînt redată în fig. XIX.134 și XIX.135.

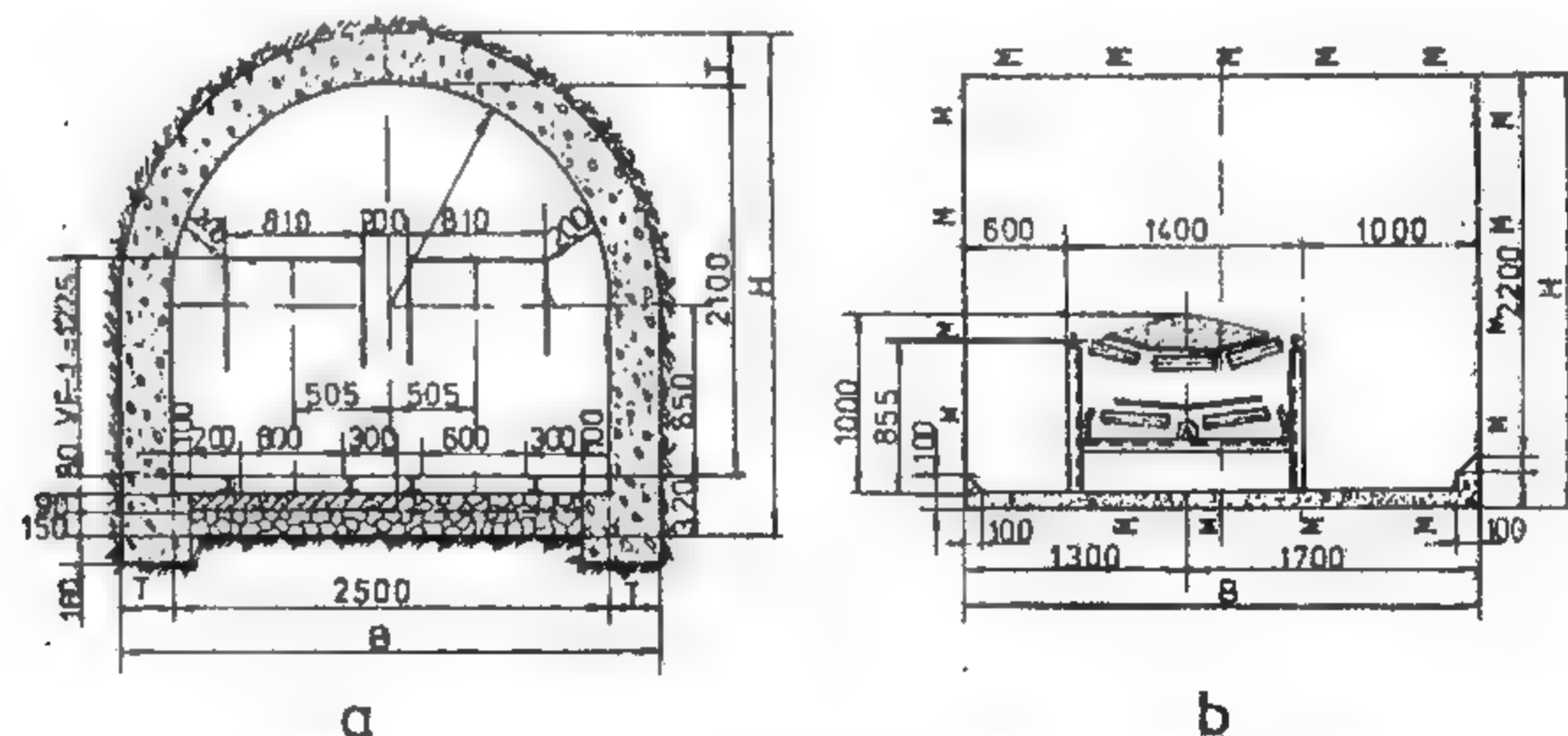


Fig. XIX.134. Secțiuni pentru plane înclinate duble și simple:

a — plan inclinat dublu betonat PLBD la 4,7 m; b — plan inclinat simplu, nesuștinut, pentru sare. PLSN-S — 7,2 m².

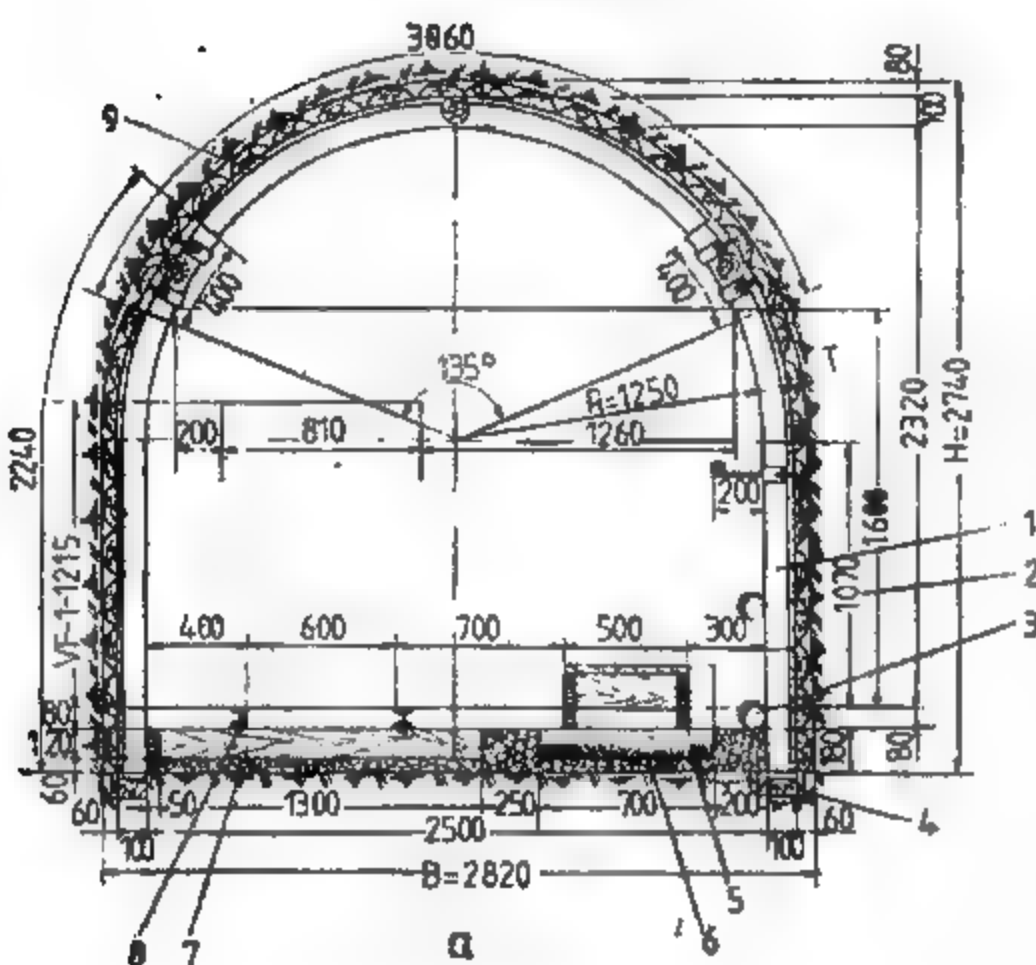
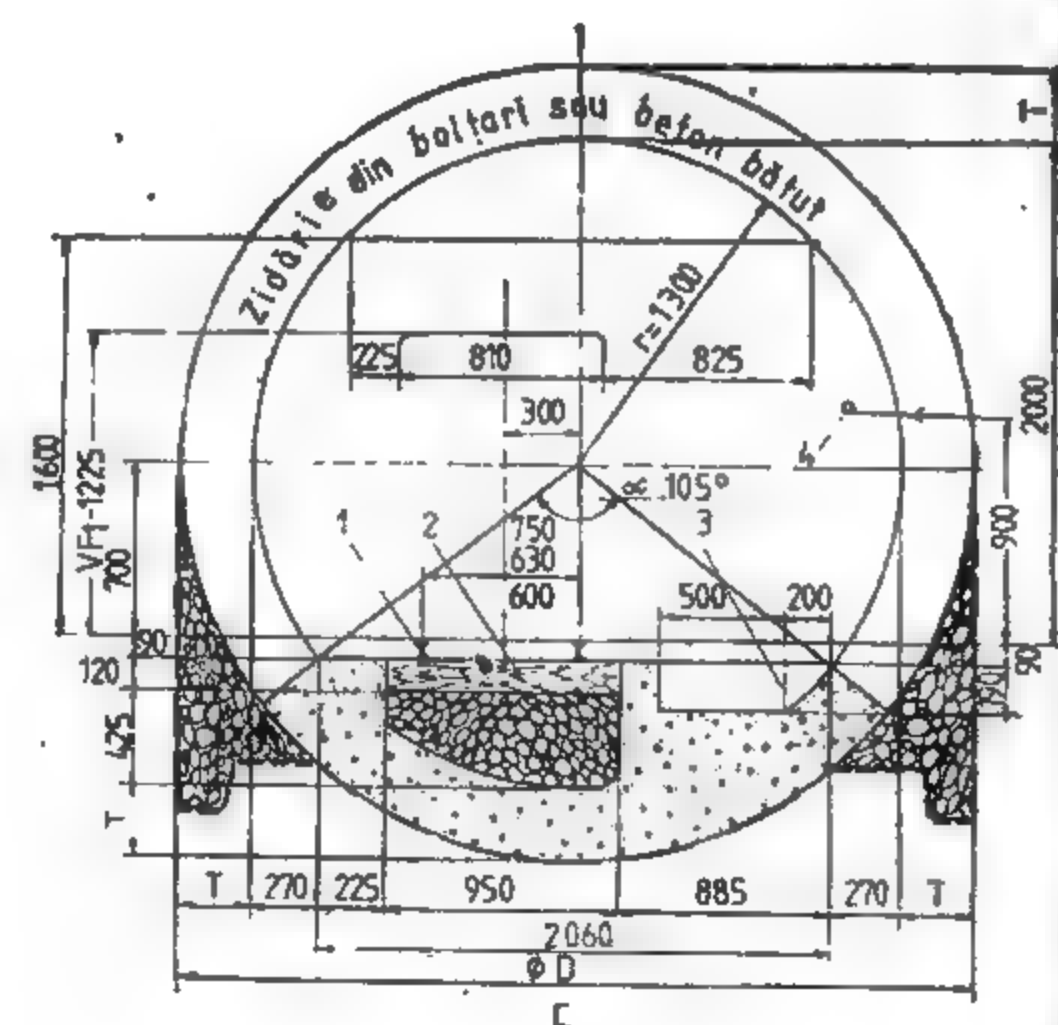
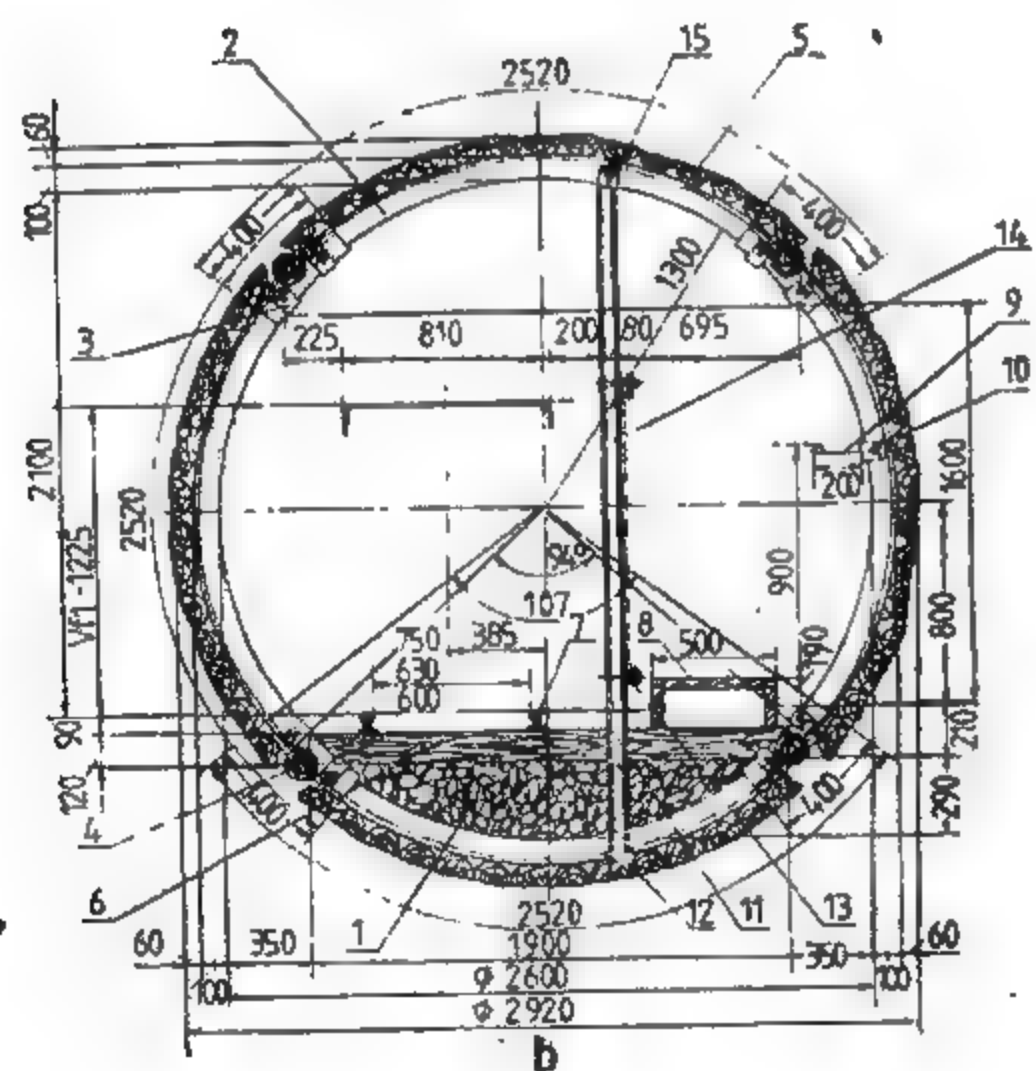


Fig. XIX.135. Secțiuni tipizate pentru plan inclinat simplu :

a — plan inclinat simplu susținut în metal PLSM₁₈ — 5,2 m²; 1 — armătură metalică SG — 18; 2 — conductă pentru aer comprimat; 3 — conductă pentru apă; 4 — tropan de stejar; 5 — scară de lemn de stejar; 6 — lemn de stejar; 7 — traversă cer; 8 — șină c. f. 13,75 kg; 9 — căptușeală stejar;
b — plan inclinat simplu circular, susținut cu metal PLSIM — 4,7 m²; 1 — umplutură de steril; 2 — segment de cintră; 3 — brătară de fixare; 4 — stringători; 5 — bandaje; 6 — traversă cer; 7 — șină c. f. 17,65 kg; 8 — treaptă din dulapi; 9 — mină curentă; 10 — brătară de fixare; 11 — stîlp metalic pentru compartimentare; 12 — placă de bază; 13 — brătară de fixare a plamei; 14 — plasă de sîrmă;
c — plan inclinat simplu betonat sau zidit cu bolțari de beton marca B-400 (BLSB, — 4,1 m² și PLSZ-4,1 m²): 1 — șină tip 17,65 kg; 2 — traversă; 3 — treaptă; 4 — mină curentă



Planul inclinat pentru pregătirea zăcămintelor de cărbuni (fig. XIX.136) se execută cu două secții : una pentru transport (1) alta pentru circulație (2), despărțite de un pilier de 10—30 m, care se străpunge cu canale de legătură (3).

Puțul inclinat se execută pe bază de proiect elaborat pe baza observațiilor asupra terenului, a studiului geologic și hidrogeologic al rocilor ce urmează a fi traversate și a analizei tehnico-economice a variantelor de amplasament. Proiectul include detalii privind lucrările pregătitoare, execuția propriu-zisă și amenajarea finală.

În categoria lucrărilor pregătitoare intră : delimitarea incintei, construirea drumului de acces, construirea platformei gurii puțului, racordarea incintei la rețelele de energie, apă și telefoane; aprovizionarea șantierului cu utilajele tehnologice și materialele necesare, asigurarea și instruirea personalului muncitor.

După terminarea lucrărilor pregătitoare se sapă gura puțului și se betonează. Odată cu betonarea, în jurul gurii puțului se amenajează un șanț de gardă pentru colectarea și drenarea apelor pluviale și se toarnă fundațiile de tip pahar pentru picioarele turnului de extracție.

Turnul de extracție (fig. XIX.137), care continuă puțul la suprafață, este construit din ferme metalice, are forma piramidală și dimensiuni care depind de secțiunea puțului, gabaritul utilajelor de transport și locul unde se face descărcarea platformei sau schipului.

După terminarea gurii puțului și montarea turnului și a instalației de extracție se începe săparea prin lucrări de perforare-impuscare.

Planele inclinate pentru transport auto au înclinări de 8—12° și chiar 18° pe porțiunile drepte. În curbe înclinarea nu depășește 6°, alegindu-se cu atât mai mică cu cât raza curbei este mai mică.

Înainte de începerea execuției unui plan inclinat pentru transport auto, la gura lui se execută lucrările pregătitoare menționate la puțurile inclinate, iar în apropierea gurii se amenajează o platformă auto cu rampă de spălare.

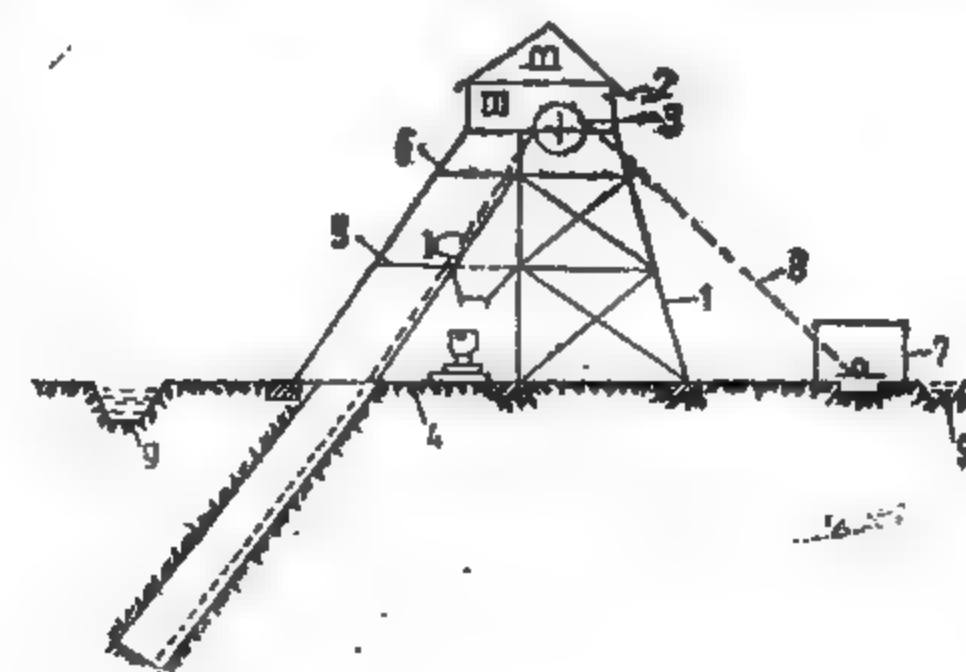


Fig. XIX.137. Instalație de extracție la un puț inclinat :

1 — turn de extracție; 2 — casa moletelor; 3 — moletă; 4 — porfata de recepție; 5 — platforma de încărcare; 6 — platforma de sub moletă; 7 — casa mașinii de extracție; 8 — cabluri de extracție; 9 — șanț de gardă.

Săparea planelor și puțurilor înclinate include aceleași complexe de operații ca la galerii. Sînt însă necesare măsuri suplimentare impuse de înclinarea vetrei.

— Parametrii lucrărilor de perforare-impușcare se determină cu relații aplicate pentru galerii și se corectează pe baza rezultatelor practice.

— Perforarea găurilor cu lungimi de 1—3 m se face cu perforatoare montate pe coloane telescopice, iar la înclinări sub 10° se pot utiliza și cărucioarele de perforare.

— Încărcarea găurilor cu explozivi pune probleme atunci cînd apar infiltrații de apă care impun protejarea contra umidității prin introducerea încărcăturilor în fiole de polietilenă.

— Aerajul frontului de lucru după impușcare se face aspirant, debitul și depresiunea ventilatorului trebuind să fie cu 20—30 % mai mari decît la galerii similare.

— Încărcarea racii se face cu mașini de încărcat autoîncărcătoare sau cu instalații de screper, iar evacuarea cu benzi, vagonete sau mijloace auto. Un sistem de mașini pentru săparea planelor înclinate cu secțiuni mari este redat în fig. XIX.138.

— Susținerea se construiește la fel ca în galerii, luîndu-se măsuri suplimentare pentru o foarte bună consolidare a cadrelor de susținere, în plane perpendiculare pe axa lucrării. Tipurile de susținere aplicate la lucrările înclinate rezultă din fig. XIX.134, 135 și 139.

Consolidarea susținerii se face cu cadre purtătoare fixate bine prin împănare sau ancorare, de care se solidarizează prin stringători restul cadrelor, pe tronsoane de 2—4 m. La susținerea cu beton turnat se urmărește consolidarea vetrei, pentru prevenirea alunecării ei. La secțiuni mari susținerea se execută cu beton monolit, prefabricate de beton, ancore și torcret, ancore, profile metalice și torcret, cadre metalice. Dacă este necesară impermeabilizarea, se aplică pe contur un strat de asfalt plus latex.

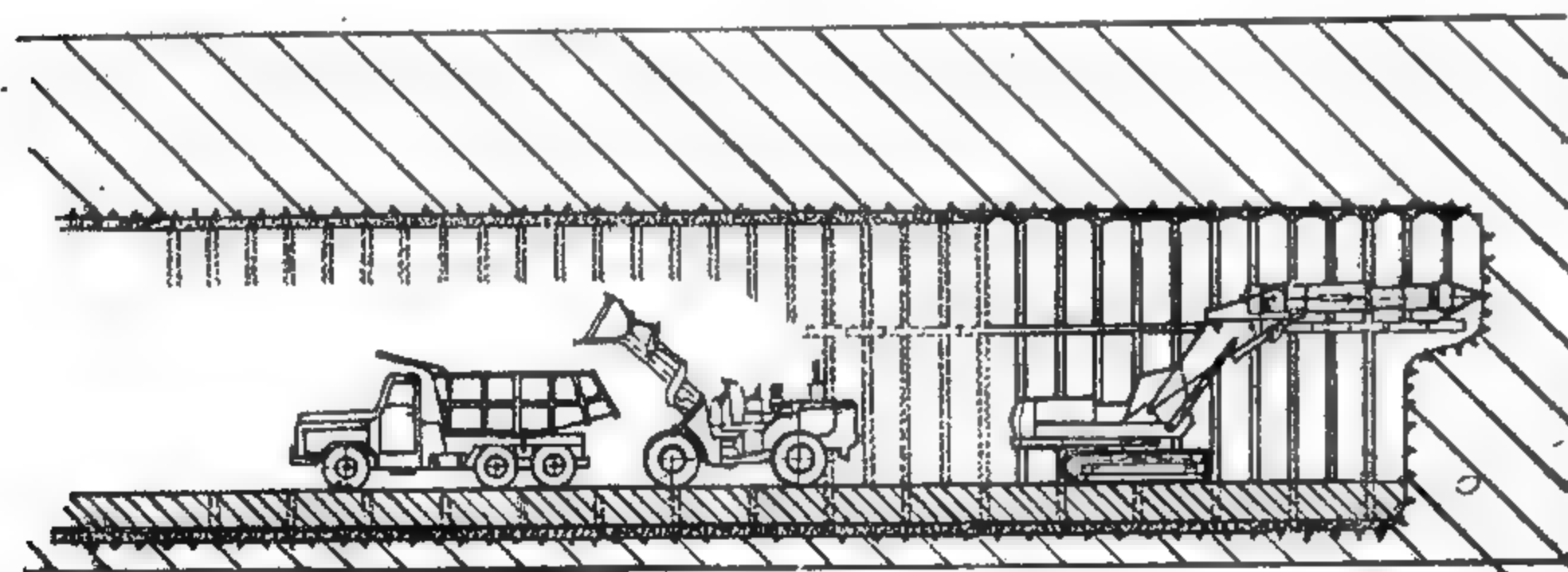


Fig. XIX.138. Utilajul de perforare, încărcare și transport la săparea planelor înclinate.

— Amenajarea constă în montarea șinei de cale ferată sau betonarea vetrei, montarea conductelor de aer comprimat și apă, a cablurilor de forță, de iluminat și telefonic. Conductele pot fi instalate pe vatră, iar cablurile de forță, armate, se vor poza pe pereți, la înălțime mai mare decît înălțimea mijloacelor de transport. Compartimentele

se separă prin stâlpi fixați la vatră și tavan (fig. XIX.139). Pe stâlpi se fixează balustrade, iar cînd distanța între stâlpi este mai mare de 0,25 m se face bandajarea peretelui despărțitor.

La înclinări mai mari de 15° , vatra compartimentului de circulație se amenajează cu scări. Fiînd introduse mai recent în practica deschiderii zăcămintelor de substanțe minerale utile, planele înclinate pentru transportul auto nu au fost tipizate decît pentru

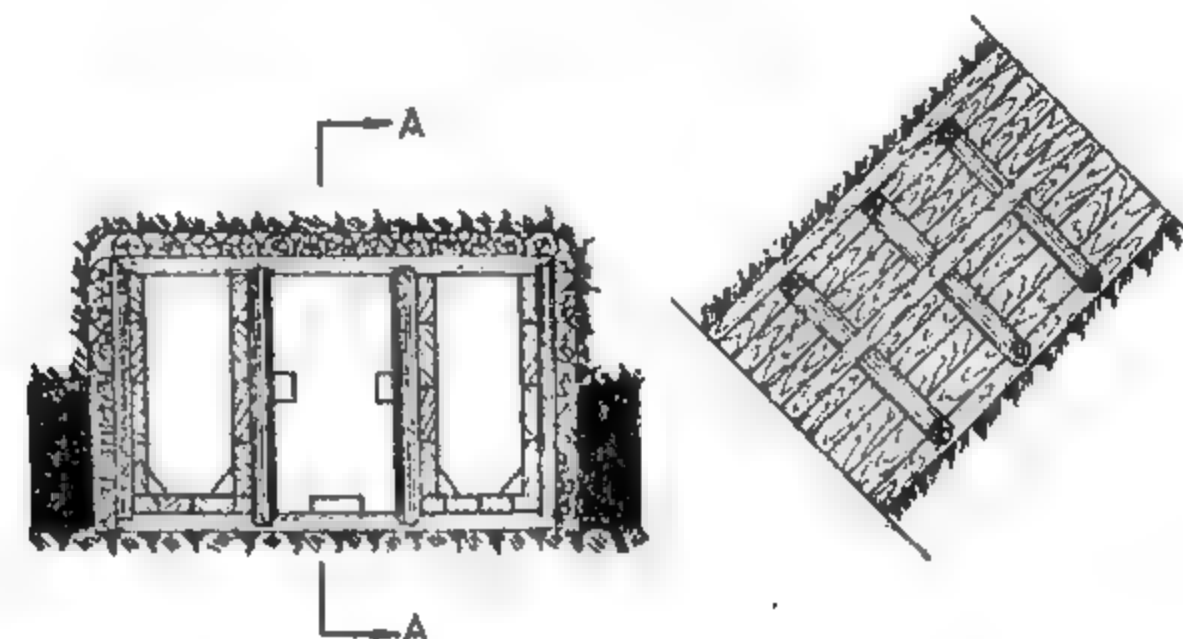


Fig. XIX.139. Monografia de susținere în lemn și de amenajare a unui plan înclinat.

minele de sare. În fig. XIX.140 este redat profilul tipizat pentru transportul cu autocamioane de 17 t, PLDNs 32,3.

În lipsa unor profile tipizate se adoptă profilele tipizate pentru rampele de puț tuncle, galerii ori se proiectează o secțiune adecvată condițiilor tehnico-miniere concrete.

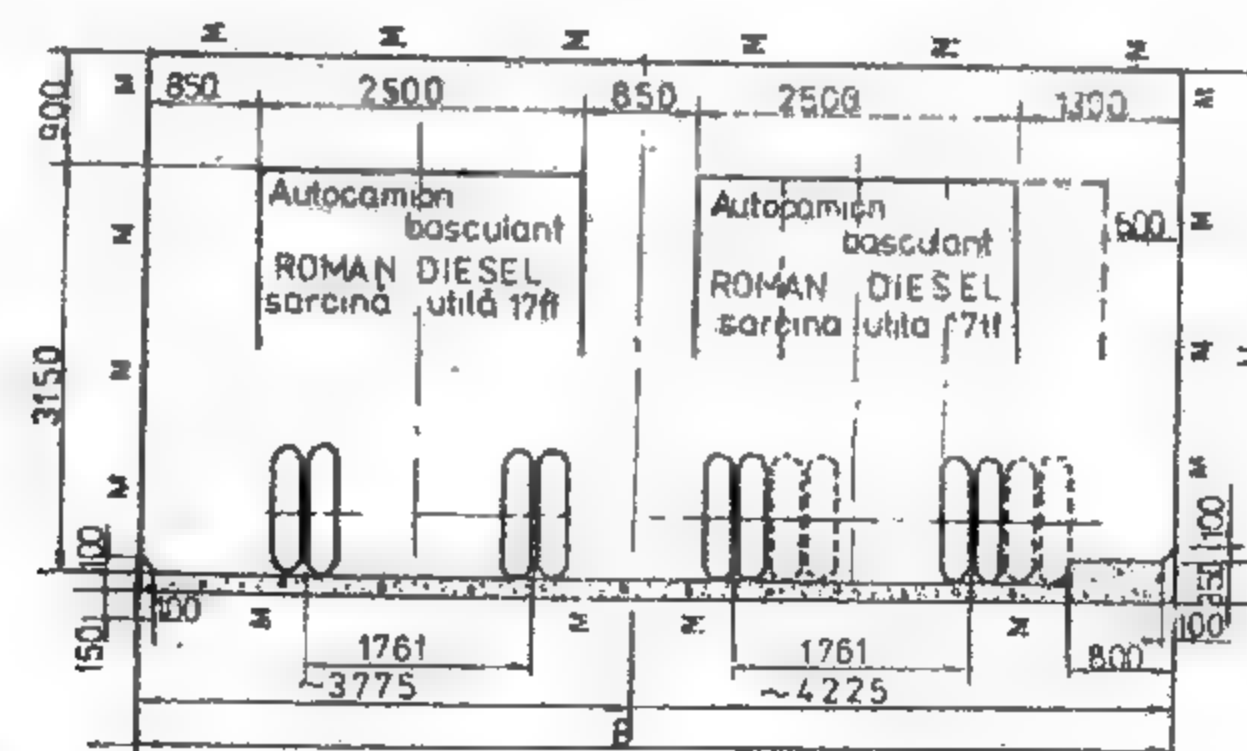


Fig. XIX.140. Plan înclinat dublu nesusținut PLDN-S-32,3 m² pentru minele de sare.

4. SĂPAREA ȘI SUSȚINEREA SUITORILOR

Suitoarea este o lucrare minieră înclinată care se execută între două etaje de exploatare sau de la un etaj de suprafață — în zăcămint sau în rocile înconjurătoare — având una sau mai multe din următoarele destinații: compartimentarea zăcămintului în blocuri de exploatare; cercetarea geologică (cartare și probare); aeraj; transportul prin cădere liberă al produselor abătute sau a sterilului destinat umplerii golurilor subterane; circulația personalului între două nivele de exploatare; montarea conductelor pentru aer comprimat și apă, a cablurilor de forță și mai rar pentru colectarea și drenarea apelor de mină.

Amplasarea suitorilor depinde de: proprietățile fizico-mecanice ale rocilor, destinația principală, normele impuse privind cercetarea zăcămintului; metoda de exploatare aplicată: durata de serviciu ș.a.

Poziția suitorilor în raport cu zăcămintul (fig. XIX 141) se alege astfel:

1) în afara zăcămintului, în rocile cele mai tari și compacte din culcuș sau din acoperiș;

2) în zăcămint de grosime mică și medie, cu una din laturile secțiunii pe contactul cu rocile înconjurătoare cu stabilitatea cea mai mare;

3) la zăcămint de grosime mare și foarte mare se recomandă să fie amplasate:

a) în centrul zăcămintelor tari, compacte și nealterabile; b) în interiorul zăcămintului

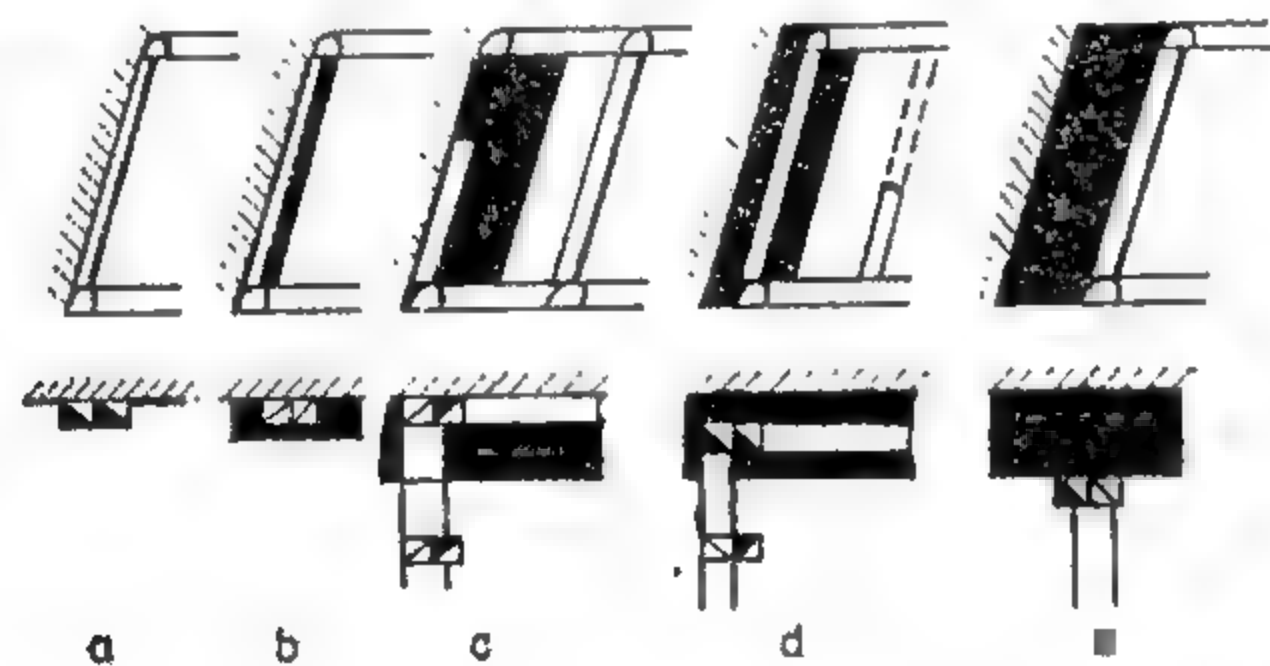


Fig. XIX.141. Poziția suitorilor în raport cu zăcămintul.

dar cu o latură pe contactul cu rocile înconjurătoare cele mai stabile; c) în rocile înconjurătoare cu o latură pe contactul cu zăcămintul.

La alegerea profilului, mai des se preferă cel dreptunghiular, întrucât asigură un raport mare între secțiunea liberă și cea a excavației și se pretează bine la susținerea în lemn.

La suitorii executate în roci nestabile și la cele destinate transportului gravitațional ori pentru aeraj se preferă profilele circulare sau eliptice care rezistă mai bine presiunilor, pot fi susținute cu betonite, opun rezistență mai mică la aeraj și asigură o mai mare stabilitate și durabilitate a acestora.

Tabela XIX.43

Profilele și secțiunile unor suitori tipizate în România

Denumirea suitorii	Simbol	Secțiunea de săpare [m ²]	Secțiunea utilă [m ²]	Dimensiunile secțiunii [mm]	Perimetrul [m]	Pasul de susținere [mm]
Suitoare înaltașă dreptunghiulară susținută	SSL-2,8	4,4	2,8	2930 × 1490	7,0	500—1000
Suitoare dreptunghiulară nesusținută	SSN-3,6	3,6	3,6	3200 × 1100	8,6	1000
Suitoare dreptunghiulară susținută în lemn	SSL-3,6	5,4	3,6	3630 × 1490	8,7	500—1000
Suitoare dreptunghiulară nesusținută	SNd-4,3	4,3	4,3	3100 × 1400	8	—
Suitoare dreptunghiulară susținută în lemn	SLd-4,6	6,5	4,5	2850 × 2290	8,8	500—1000
Suitoare dreptunghiulară nesusținută	SNd-4,7	4,7	4,7	2500 × 1900	8,8	—
Suitoare dreptunghiulară susținută în sare	SNs-6,0	6,0	6,0	3000 × 2000	10,0	—
Suitoare dreptunghiulară nesusținută în sare	SNs-12,5	12,5	12,5	5000 × 2500	15	—
Suitoare circulară nesusținută, D = 1,2 m	SNc-1,1	1,1	1,1	R = 600	3,8	—
Suitoare circulară nesusținută, D = 1,5 m	SNc-1,8	1,8	1,8	R = 750	4,7	—
Idem, D = 1,8	SNc-2,5	2,5	2,5	R = 900	5,7	—
Suitoare circulară betonată, D = 2,2 m	SBc-3,8	5,3—6,1	3,8	R = 1300—1400 R = 1100—1150 T = 200—300	6,9	—
Suitoare circulară zidită în bolțari, D = 2,2 m	SZc-3,8	5,3—6,11	3,8	Idem	6,9	—
Suitoare circulară betonată, D = 2,6 m	SBc-5,3	7,6—8,5	5,3	R = 1550—1650 T = 250—350	8,2	—
Suitoare circulară zidită în bolțari, D = 2,6 m	SZc-5,3	7,6—8,5	5,3	Idem	8,2	—
Suitoare circulară betonată, D = 3 m	SBc-7,0	9,6—10,7	7,0	R = 1750—1850 T = 250—350	9,4	—
Suitoare circulară zidită în bolțari, D = 3,0 m	SZc-7,0	9,6—10,7	7,0	R = 1850—1950 T = 250—350	9,4	—
Suitoare circulară susținută cu metal, D = 2,6 m	SMc-4,9	6,7	4,9	R = 1460 T = 160	8,2	500—1000

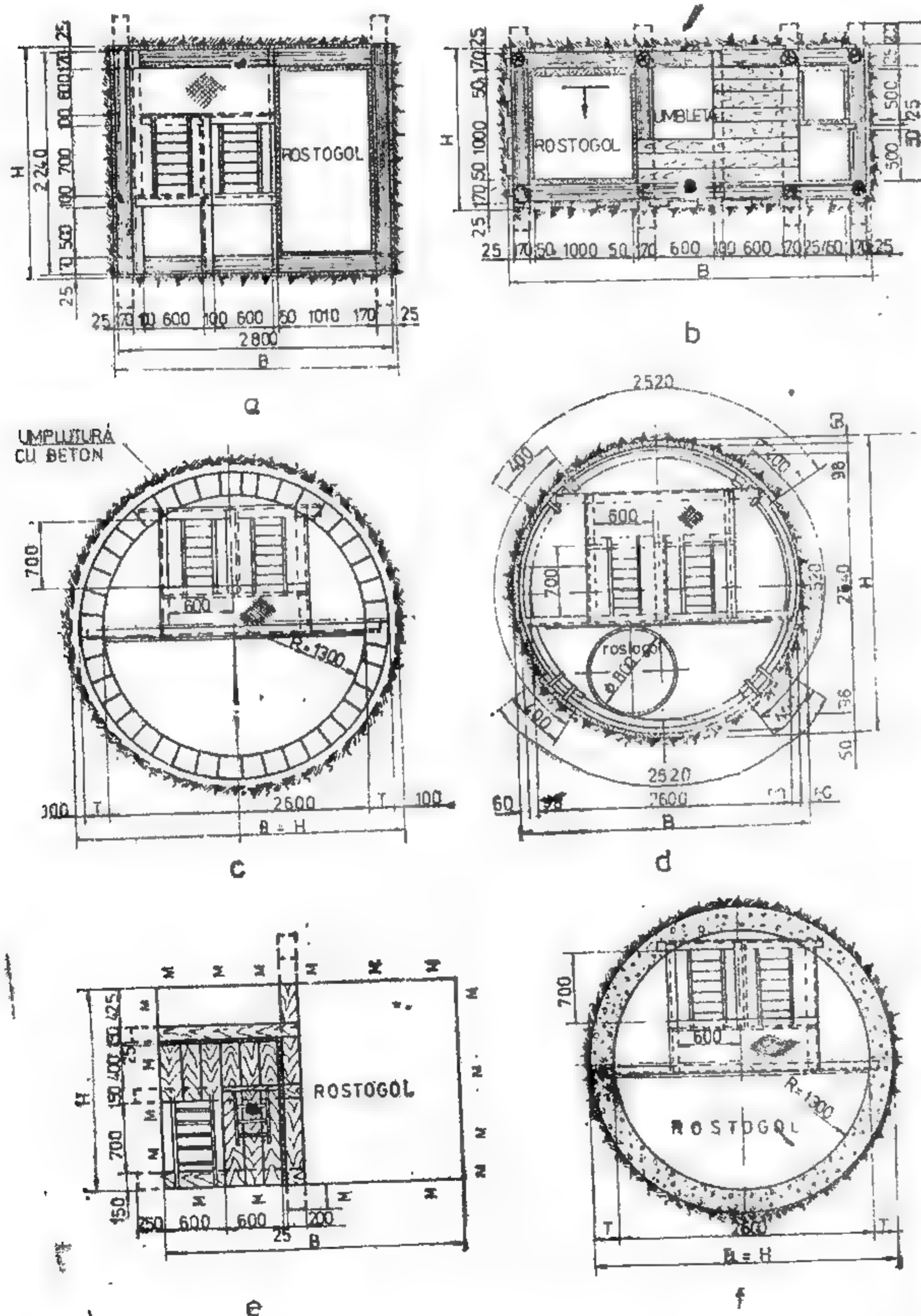


Fig. XIX.142. Profile tipizate de suitori cu diferite tipuri de susținere:

a — suitoare dreptunghiulară susținută în lemn SLd — 4,6 m²; b — suitoare dreptunghiulară susținută în lemn SSL — 3,6 m²; c — suitoare circulară zidită în bolțari SZc — 5,3 m²; d — suitoare circulară susținută în metal SMc — 4,9 m²; e — suitoare nesusținută pentru minele de sare SNs — 6 m²; f — suitoare circulară susținută în beton SBc — 5,3 m².

Dimensiunile secțiunii transversale depind de profilul ales, scopul și destinația suitorii, numărul de compartimente și felul susținerii.

În tabelul XIX.48 sunt redată secțiunile transversale ale suitorilor mai des întâlnite în minele din România, iar în fig. XIX.142 profilele unora din aceste suitori.

Pentru a-și îndeplini în condiții optime scopul de aeraj, circulație și transport, atât pe timpul execuției cât și pe durata folosirii, suitorii compartimentate cu profil dreptunghiular trebuie să aibă dimensiuni de cel puțin $(3,5 \dots 4) \times (1,3 \dots 1,6)$ m, cele susținute în cimpuri și $(4 \dots 5) \times (1,6 \dots 2)$ m cele susținute în desis. Secțiuni mai reduse se recomandă numai la suitorii de pregătire și cele cu lungimi până la 25–30 m. La suitorii cu profil circular diametrul minim recomandat este de 2 m.

Începerea execuției suitorilor poate fi dintr-o galerie sau dintr-un abataj.

Sensul de avansare al suitorii poate fi ascendent sau descendent.

În general, se aplică metode cu avansare de jos în sus. Uneori, la secțiunile mari, excavarea se face în două etape și anume:

I) se execută de jos în sus — în axa lucrării — o suitoare cu secțiune mai mică prevăzută cu cel puțin două compartimente;

II) se face lărgirea suitorii executate în etapa I-ii până la secțiunea proiectată și se susține definitiv. Lucrările din această etapă se execută pe tronsoane de 10–25 m, de sus în jos sau de jos în sus.

4.1. METODA CLASICĂ DE SĂPARE A SUITORILOR

Este o metodă cunoscută de multe secole și continuă să aibă cea mai largă aplicabilitate.

La această metodă ciclul de lucru în suitoare se compune din următoarele complexe de operații: perforarea găurilor de mină; încărcarea găurilor cu materiale explozive și împușcarea; aerajul frontului de lucru; copturirea; curățirea podurilor de lucru; susținerea și amenajarea.

Atunci când suitoarea se începe dintr-o galerie (fig. XIX. 143) se marchează profilul acesteia și se perforază, în tavanul galeriei, primul rând de găuri care se încarcă cu explo-

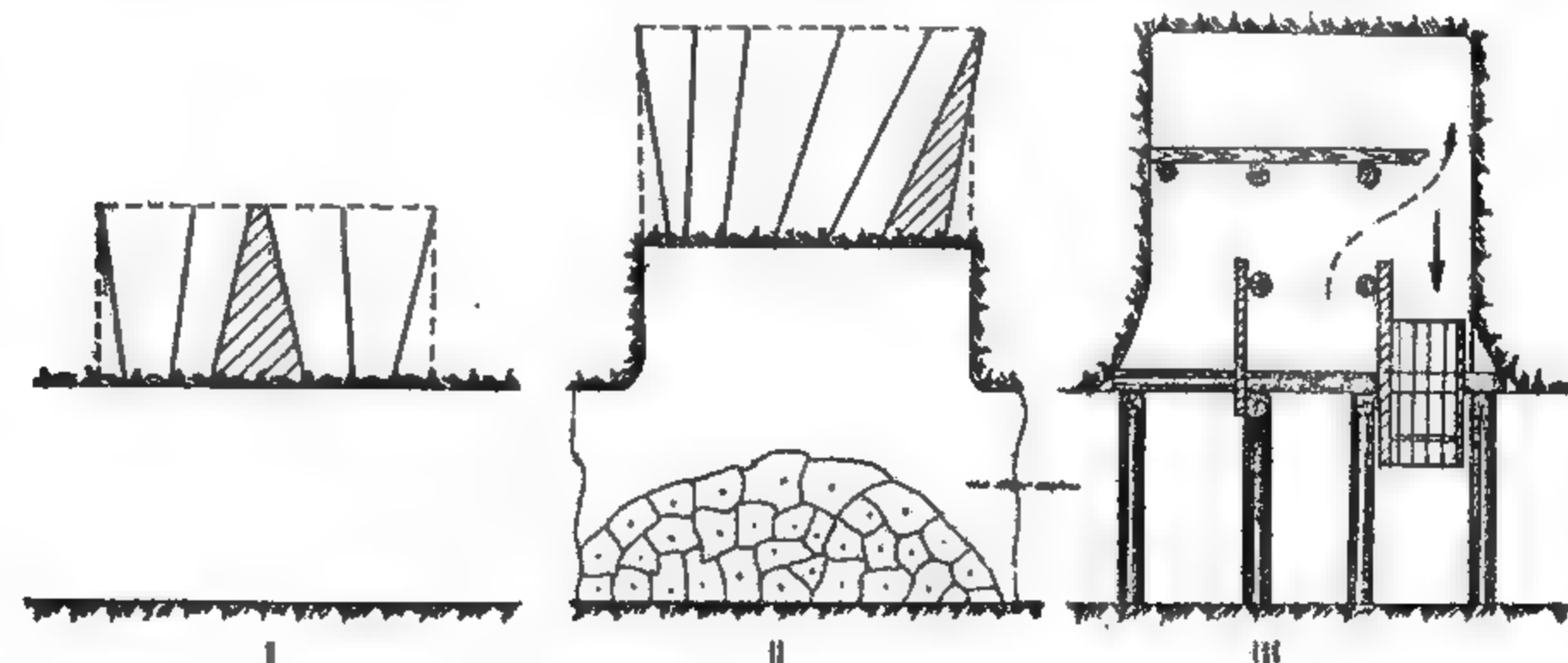


Fig. XIX.143. Fazele de lucru la începerea săpării unei suitorii dintr-o galerie.

zivi și se impușcă (faza I). În faza următoare se perforează un al doilea set de găuri de pe materialul căzut pe vatră sau de pe un eșafodaj construit la fața locului (faza a II-a). După ce s-a excavat 3—4 m se construiește susținerea gurii suitorii și se montează primul rând de susținere (faza III-a).

Înaintarea ulterioară se execută de pe un pod de lucru montat pe tropane, la cel mult 2 m de tavan.

Primul rând de susținere se fixează cu atenție pentru că el orientează compartimentarea suitorii. Suitorile se amenajează cu 2 sau 3 compartimente, din care unul pentru circulație, unul pentru coborirea rocii impușcate (rostogol), iar al 3-lea pentru ridicarea materialelor de susținere. Compartimentul de rostogol are la bază o gură de rostogol pentru evacuarea rocii. În compartimentul de circulație se montează poduri de odihnă la distanță de maximum 5 m când suitoarea are înclinare mai mare de 60° și cel mult 10 m la înclinări mai mici. Între poduri se montează scări de circulație cu înclinarea de $75-80^\circ$, astfel încât lungimea scării să depășească podul superior cu circa 80 cm. La nivelul ultimului element de susținere definitivă, compartimentul de rostogol se acoperă cu un grătar, pentru prevenirea căderii personalului în timpul trecerii din compartimentul de circulație deasupra podului de lucru.

Parametrii lucrărilor de perforare impușcare se determină cu relațiile aplicate pentru lucrările orizontale.

Schemele de amplasare a găurilor cel mai des utilizate sînt cu simbur lateral (deasupra compartimentului de rostogol) și cu simbur centrali, prezentate în fig. XIX.144.

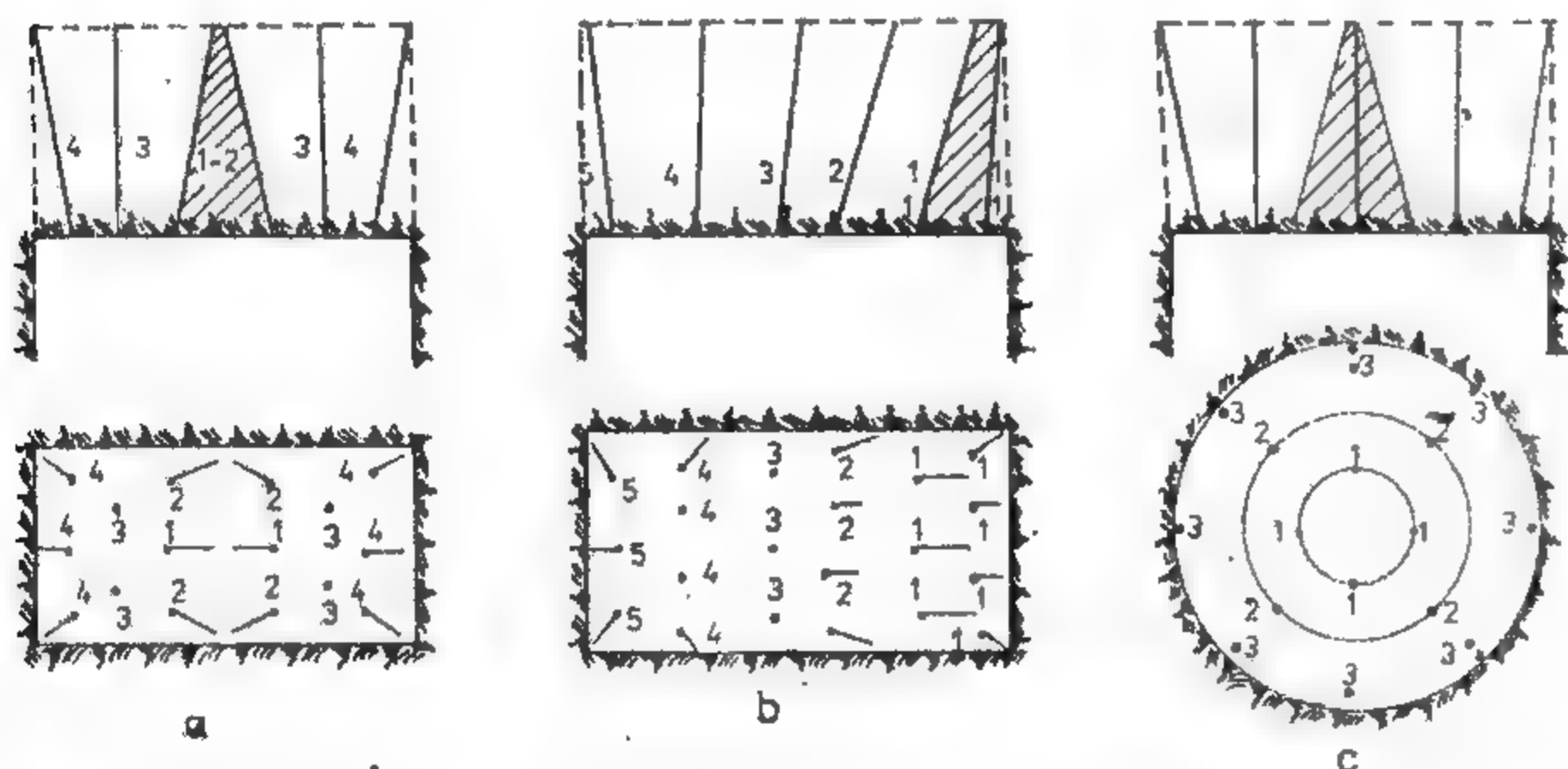


Fig. XIX.144. Scheme de amplasare a găurilor de mină la săparea suitorilor :

a — cu simbur până centrală; b — cu simbur până laterală; c — cu simbur conic.

Perforarea găurilor de mină în suitori se face cu perforatoare pe coloană sau cu perforatoare telescopice.

Încărcarea cu exploziv se face deodată pentru toate găurile, neadmițându-se fragmentarea impușcării. Amorsarea încărcăturilor explozive din găurile de mină se face exclusiv cu capse electrice cu întârziere.

Aerajul după impușcare se realizează după schemele aerajului aspirant sau refulant, pe o coloană de tuburi (montate în compartimentul de circulație), care la partea superioară are o umbrelă metalică.

După aeresire se evacuează minereul sau roca din rostogol pentru ca echipa să-și poată crea cale de acces deasupra podului de lucru.

Intrarea personalului la frontul de lucru se face printr-o fereastră creată în peretele despărțitor dintre compartimentul de circulație și cel de rostogol.

După intrarea în front se controlează tavanul și, dacă nu sînt găuri state, se începe capturarea din locul cel mai sigur. După aceea, echipa curăță podul de lucru și apoi continuă ciclul fie cu perforarea găurilor, fie cu susținerea.

Dacă se continuă cu susținerea atunci de pe podul de lucru se montează un rând de tropane la circa 1,5—2 m de front și apoi se mută podul de lucru peste aceste tropane. Sub moul pod de lucru se lucrează la completarea susținerii. Materialele de susținere se ridică pînă la nivelul dorit cu ajutorul unui troliu suspendat de unul din tropane.

Susținerea se poate face cu lemn, beton, prefabricate, piatră naturală sau metal, în funcție de modul de manifestare a presiunii, de profilul, secțiunea și destinația suitorii, așa cum se observă din fig. XIX.142, prezentată anterior și din fig. XIX.145.

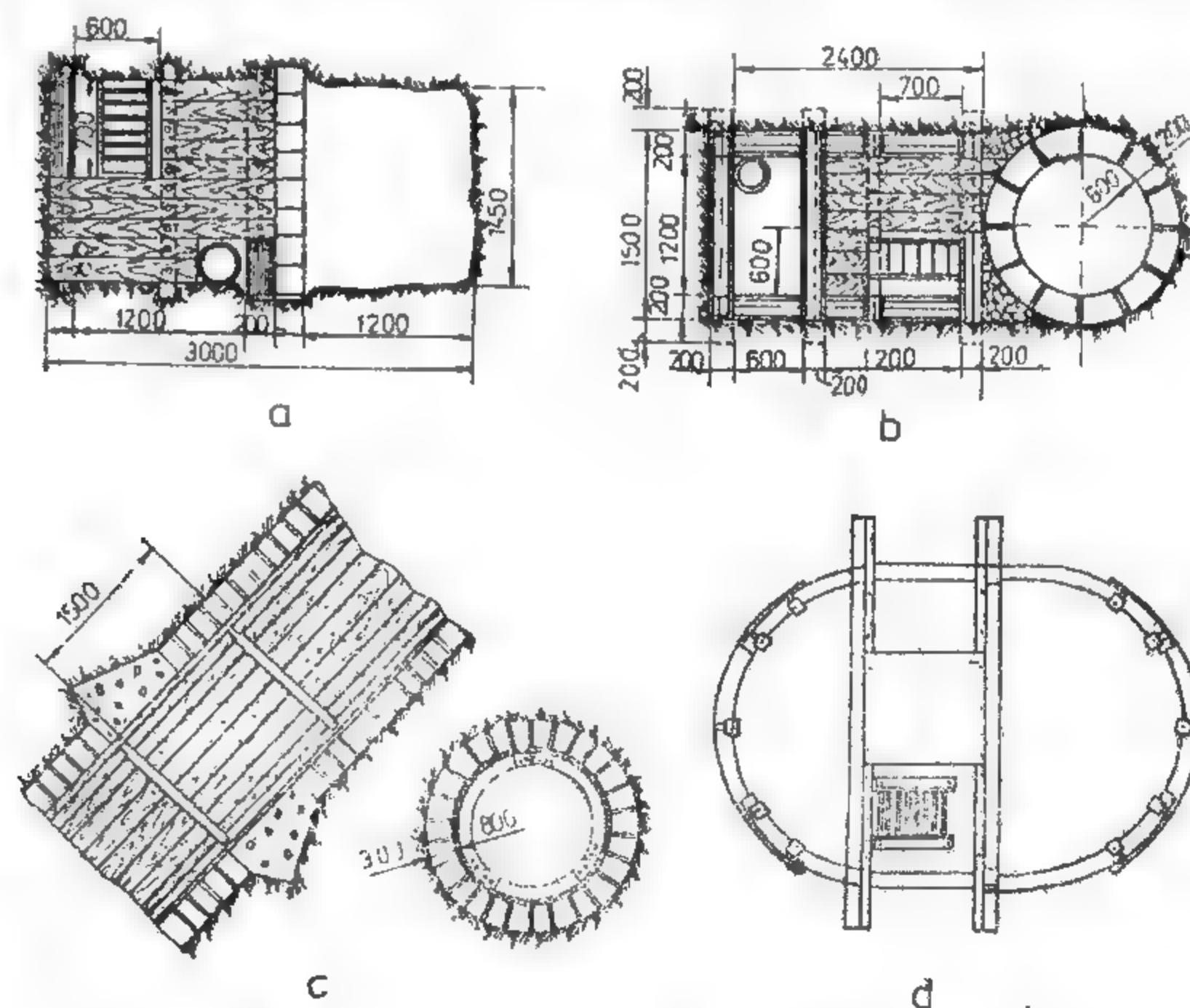


Fig. XIX.145. Profile de suitori nelipizați :

a — compartimentat cu zidărie de bolțari; b — cu rostogol susținut în zidărie de bolțari; c — circular susținut în bolțari; d — eliptic susținut cu cadre metalice.

Din prezentarea tehnologiei de execuție a suitorilor prin metoda clasică, se pot observa o serie de probleme incomplete rezolvate, privind siguranța personalului:

1) *intrarea personalului în front după împușcare* este riscantă. De asemenea, este riscantă desfundarea și curățirea podului de lucru și trecerea deasupra lui. Învingerea acestor riscuri precum și tehnica susținerii în suitori — de altfel destul de complicată — cere din partea muncitorilor o specializare pronunțată și reflexe mature;

2) *probleme privind lucrul în front*, determinate de manipularea manuală a materialului de pe podul de lucru și care frânează circulația aerului;

3) *problema circulației personalului în suitoare*, cunoscut fiind că la secțiuni mici urcarea personalului în front este o operație grea și obositoare. Cățărindu-se pe scări, fără nici un palier și cu posibilitatea de a fi lovit de bucățile de rocă în cădere, muncitorul se agită și obosește. Dificultatea fizică a acestei operații aduce după sine o selecție mai atentă a personalului;

4) *probleme privind stocarea și transportul materialelor*. Consumul unor cantități mari de materiale (lemn, scări, tuburi de aeraj, țevi etc.) pune probleme de stocaj care deranjează transportul, îngreunează circulația și aerajul etc.;

5) *Supravegherea locului de muncă* este dificilă întrucât maeștrii nu întotdeauna urcă în front, fie pentru că este greu, fie că minerii nu curăță suitoarea. În general, supravegherea unui număr însemnat de suitori este o greutate fizică pentru maeștru.

Căi de perfecționare a săpării suitorilor. Principalele direcții și orientări în acțiunea de perfecționare a tehnologiilor de execuție a suitorilor sînt:

- asigurarea unor condiții optime de confort și de securitate a muncii;
- creșterea vitezelor de execuție pentru ameliorarea ritmului de cercetare, deschidere și pregătire pentru exploatare a zăcămintelor;
- creșterea productivității muncii;
- reducerea cheltuielilor de săpare-sustinere și amenajare.

Noile metode axate pe derocarea cu explozivi rezolvă mai bine o serie de probleme ca:

- accesul personalului la frontul de lucru într-un timp scurt, în condiții de securitate mărită și cu efort fizic redus;
- reducerea volumului operațiilor de pregătire și încheiere a ciclului precum și a celor auxiliare, prin eliminarea unei părți din susținere și înlocuirea podului de lucru;
- scurtarea timpului de perforare și reducerea efectelor nocive ale zgometelor și vibrațiilor asupra minerilor;
- evacuarea mai rapidă a materialului derocat, pe întreaga secțiune a suitorii;
- mărirea saltului de înaintare, în scopul reducerii timpilor de trecere de la o operație la alta și a consumurilor tehnologice.

Întrucât o serie de probleme nu și-au găsit rezolvarea nici la aceste metode, s-a recurs la forarea suitorilor, care asigură mecanizarea complexă a execuției.

4.2. SĂPAREA SUITORILOR CU COLIVIE SUSPENDATĂ

Are caracteristic faptul că pentru urcarea personalului în suitoare și ușurarea muncii la construirea podului de lucru se utilizează o platformă careia i se atașează o colivie. Platforma și colivia se deplasează în suitoare suspendată de un cablu care la orizontul superior se înfășoară pe toba unui trolu. Pentru coborîrea cablului de care se suspendă platforma cu colivia pentru personal și scule, în axa suitorii se forează o gaură

de sondă cu diametrul de circa 100 mm. Odată cu colivia se întind în lungul suitorii două furtunuri pentru alimentarea cu aer comprimat și cu apă. Aceste furtunuri sînt înfășurate la baza suitorii pe 2 tamburi.

Cînd colivia a ajuns la înălțimea cerută, se fixează între pereți cu două tropane telescopice (fig. XIX.146).

După fixarea și asigurarea coliviei, echipa se urcă deasupra podului de lucru (printr-un orificiu cu capac) și execută operațiile de capturare și perforare-împușcare.

În galeria de cap se montează un trolu cu motor de 15—25 kW sau un granc care se fixează bine. De toba trolului se leagă un capăt al unui cablu metalic cu diametrul de 15—20 mm, care se înfășoară pe toba. Celălalt capăt se trece peste un scripete și se lasă în gaura de sondă pînă ajunge în galeria de bază. Aici de cablu se suspendă o colivie care la tavan are o platformă solidă de pe care se pot executa lucrările de perforare.

Înainte de împușcare, personalul coboară cu colivia și o retrage în afara zonei de influență a exploziei.

Aerajul frontului se face fie prin tiraj natural, fie montînd la partea superioară a găurii de sondă un ventilator.

Încărcarea rocii împușcare se face de pe vatra galeriei de bază, cu mașina de încărcat.

Platforma JORA produsă de firma Atlas Copco se compune din: trolu de suspendare (la orizontul superior), platforma de perforare, tropane telescopice pentru fixarea platformei, ancore pentru fixarea cu lanțuri a coliviei, cablul de suspendare, toba de înfășurare fixată în colivie și un trolu de acționare al tobei fixat pe vatra coliviei.

Caracteristicile tehnice ale coliviei JORA sînt:

Masa coliviei inclusiv mecanismul de tracțiune și cel de frînare	1200 kg
Masa tobei pentru furtunuri	100 kg
Masa trolului din galeria de cap	950 kg
Dimensiunile de gabarit	1280×1680×3200 mm
Gabaritul trolului plus moleta de conducere	5000×1440×1500 mm
Gabaritul tobei pentru furtun	1300×1280×1200 mm
Diametrul cablului de tracțiune	19 mm

O îmbunătățire adusă metodei vizează ghidarea platformei pe o șină de ghidare fixată pe tavanul suitorii așa cum se observă din fig. XIX. 147.

Cu această instalație se pot executa suitori cu secțiunea de 2,5—4 m², înclinarea de 45—90° și lungimea de 35—200 m. În practică s-au obținut viteze de 1,6—1,8 m/sch. (minele Artem și Volkumei din U.R.S.S.) și chiar 6 m/zi la secțiuni mai mici.

Avantajele metodei constau în:

- accesul personalului la frontul de lucru într-un timp mai scurt și cu efort fizic redus;
- condiții de lucru mai bune pe timpul perforării și încărcării găurilor cu explozivi;
- ciclul de lucru în suitoare mult simplificat;
- viteza de săpare mai mare de 1,5—3 ori față de metoda clasică;
- costul săpării este mai redus, ea urmînd a elimina susținerea și a instalațiilor conexe, a creșterii cu 20—60% a productivității muncii și a creșterii vitezei de săpare.

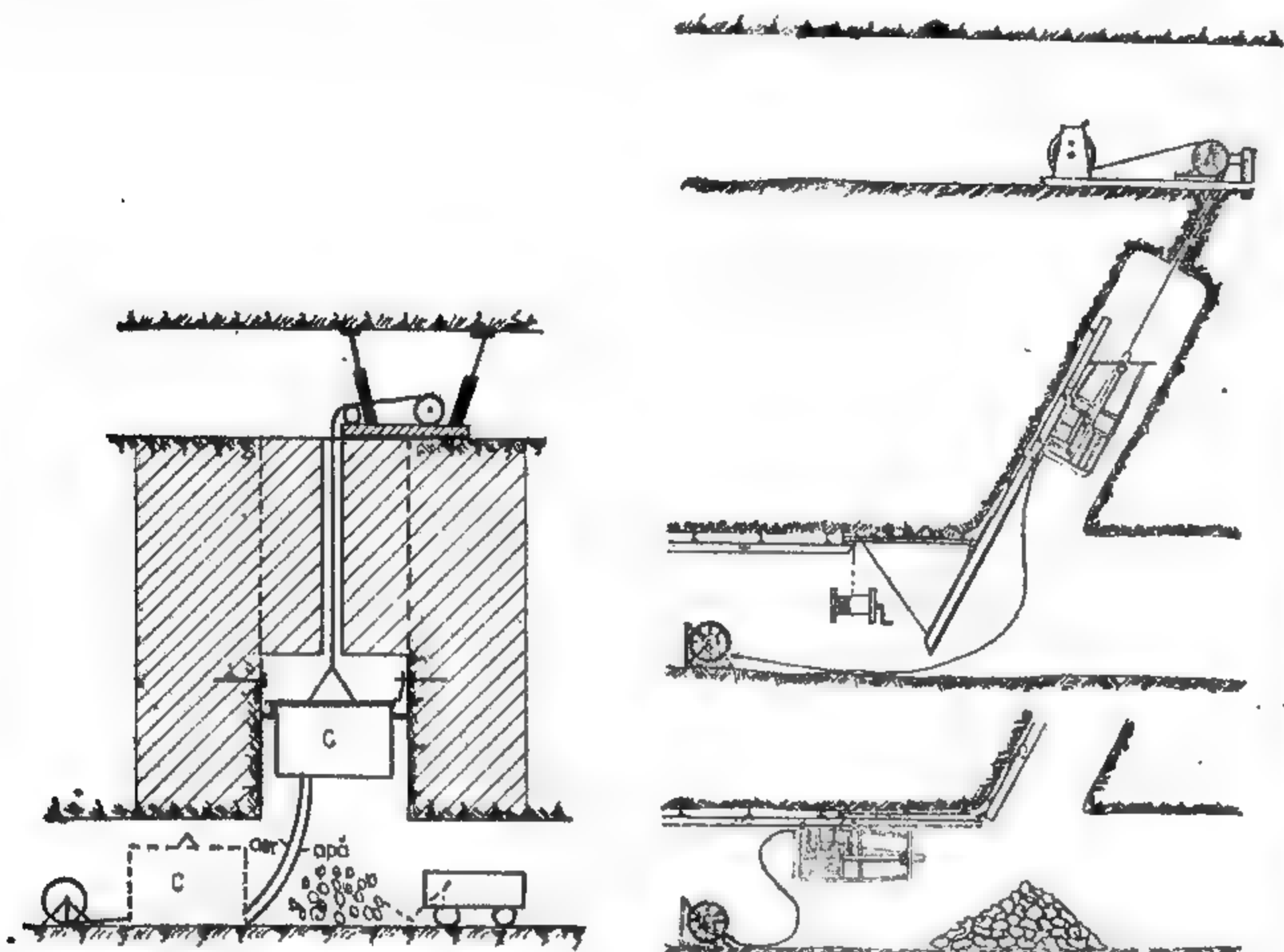


Fig. XIX.146. Săparea suitorilor cu colivie suspendată.

Fig. XIX.147. Săparea suitorilor cu colivie suspendată ghidată.

Cu toate avantajele menționate, această metodă încă nu s-a extins la noi în țară, în special din următoarele motive:

- obligativitatea executării de la început a galeriei de cap și a camerei trolului;
- dispersarea subansamblelor instalației;
- greutatea la aducerea coliviei în suitoare după impușcare;
- frica personalului de a urca într-o colivie care se balansează și se freacă de pereți.

4.3. SĂPAREA SUITORILOR CU PLATFORMĂ MOBILĂ MECANIZATĂ

Se aplică la înclinări de 45—90° față de orizontală, mai ales în roci tari compacte, care nu necesită susținere.

Instalația mobilă mecanizată (fig. XIX.148) se compune dintr-o platformă elevator *I*, dotată cu o colivie pentru două persoane, o platformă de lucru și un acoperiș de protecție.

Această parte a instalației, autotractată de două motoare pneumatice sau electrice, se poate deplasa ascendent sau descendent, în lungul suitorii, pe o șină de ghidare 2 de construcție specială. Alimentarea cu aer comprimat sau cu energie electrică a motoarelor se face pe un furtun flexibil 3, legat la rama de antrenare și la un tambur 4, — fixat la baza suitorii — pe care se înfășoară și se desfășoară automat. Pentru intervenții în caz de pericol, instalația este completată cu o colivie de intervenție 6 care este acționată de un singur motor și se deplasează pe aceeași șină de ghidare.

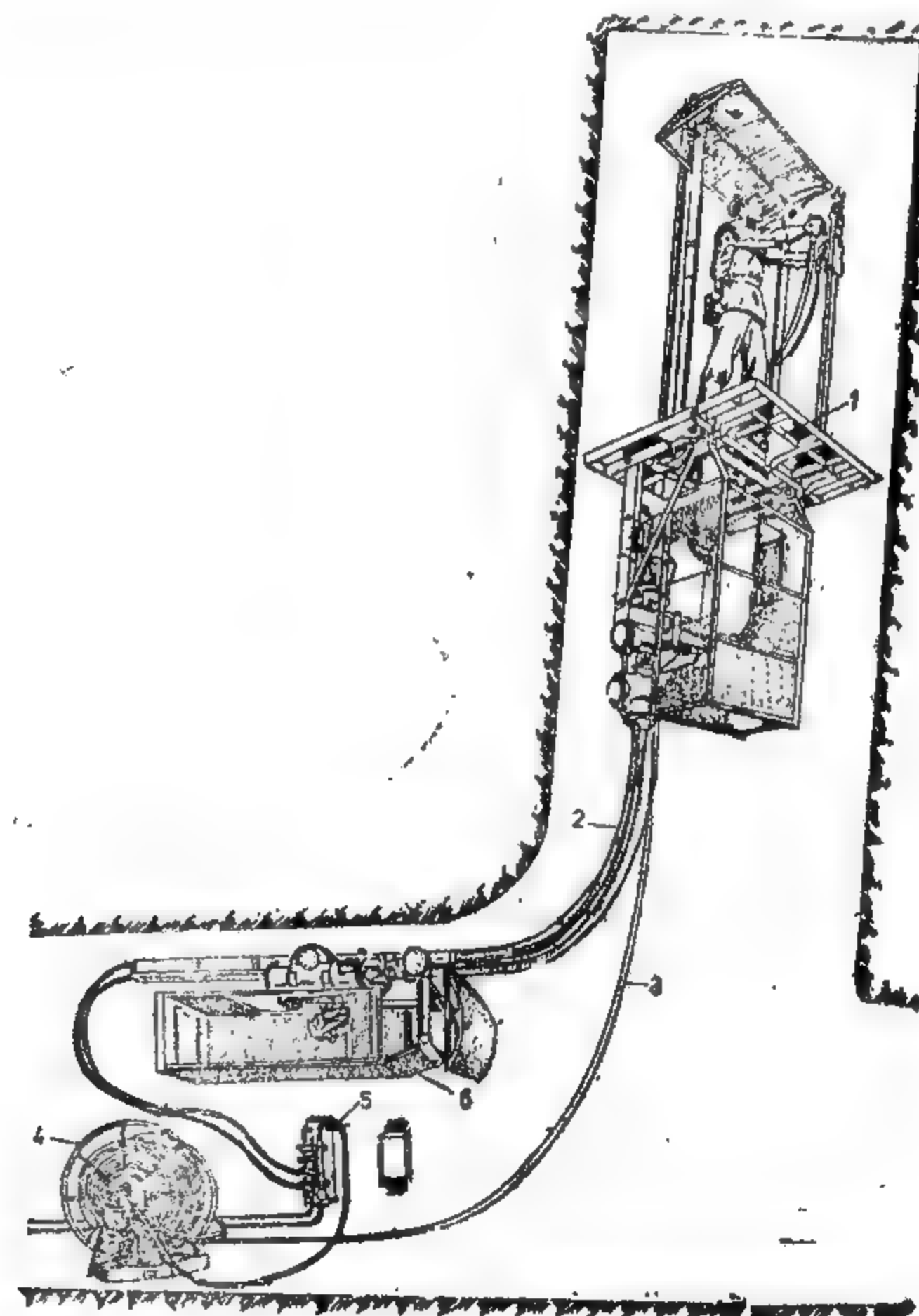


Fig. XIX.148. Părțile componente ale instalației mobile mecanizate pentru săparea suitorilor:

1 — platforma mobilă; 2 — șină de ghidare; 3 — furtun flexibil; 4 — bobina de înfășurare a furtunului flexibil; 5 — centrală automată de ventile; 6 — colivie de intervenție.

Lucrările de pregătire constau din 7—8 m galerie cu secțiunea de peste $2,5 \times 2,5$ m pentru retragerea platformei la baza suitorii și 4 m de suitoare pentru montarea curbei șinei de ghidare din elemente uzinate, astfel încât să se poată asigura diferite înclinări ale suitorilor executate.

Dacă transportul pe galeria de la baza suitorii nu poate fi întrerupt, atunci retragerea platformei se va face pe un plan înclinat sau pe o galerie executată deasupra galeriei de transport, așa cum se observă din fig. XIX.149. Aceste două metode de pregătire

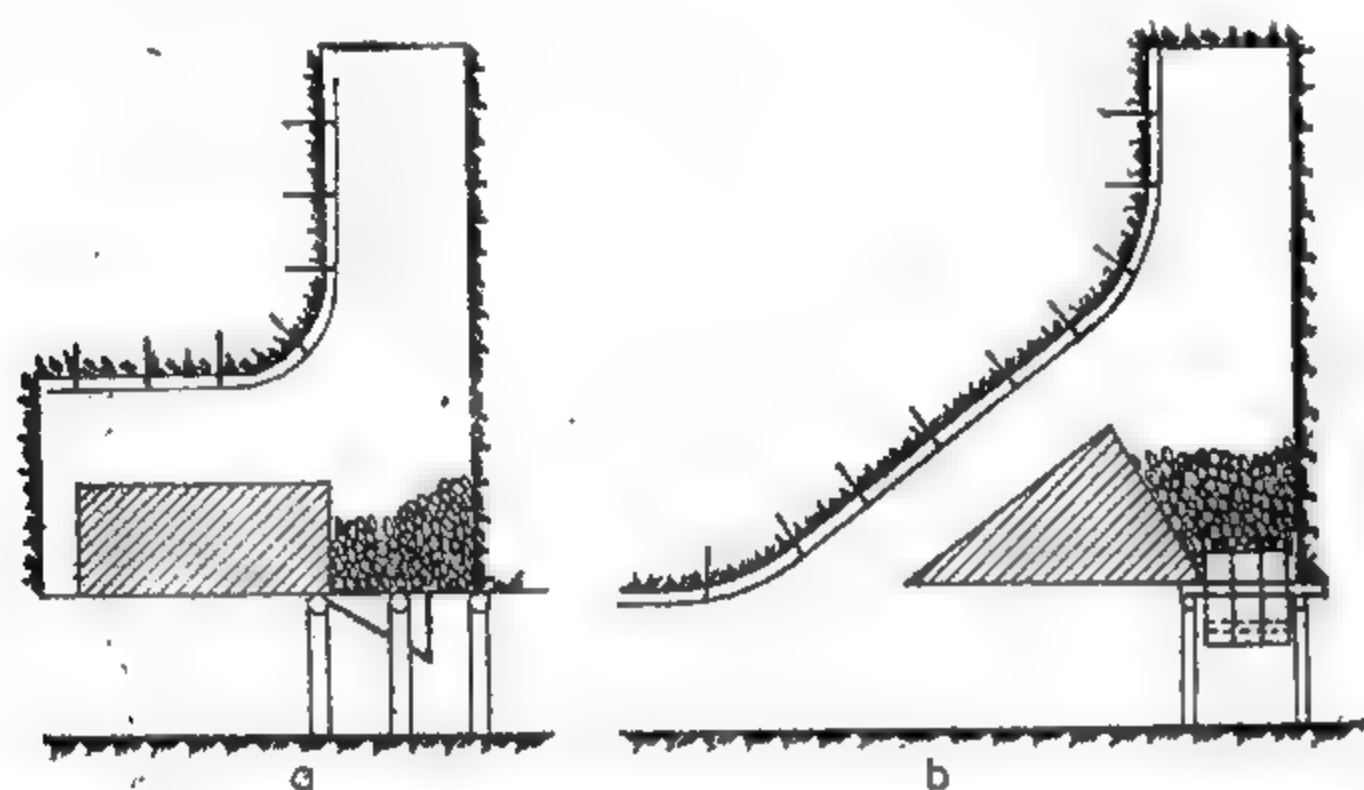


Fig. XIX.149. Metode de pregătire pentru săparea suitorilor cu platforma mobilă mecanizată:

a — cu retragerea platformei deasupra galeriei de bază; b — cu retragerea coliviei pe un plan înclinat.

asigură în plus creșterea productivității și reducerea consumului de energie la încărcarea rocii împușcate.

Caracteristicile tehnice ale platformei mecanizate — standard — sînt următoarele:

- dimensiunile platformei de lucru: — minim $1,1 \times 1,2$ m
- maxim $1,6 \times 1,6$ m
- puterea motoarelor pneumatice de acționare la 6 at $2 \times 8,9$ CP
- masă 900 kg
- încărcătura admisă 500 daN
- dimensiunile maxime ale subansamblelor $1900 \times 1000 \times 500$ mm
- viteza de deplasare 10—15 m/min

Ciclul de lucru la executarea suitorilor cu platforma mobilă cuprinde următoarele complexe de operații: încărcarea sculelor în colivie și a șinei de ghidare în furca special amenajată din fața ramei de antrenare; urcarea personalului în colivie și conducerea platformei spre frontul de lucru; copturirea; montarea unui element de șină de ghidare; perforarea găurilor de ancorare și introducerea ancorelor pentru fixarea șinei; perforarea găurilor în front; stringerea sculelor; transportul explozivului; încărcarea și amorsarea găurilor; retragerea personalului; împușcarea, aerisirea și încărcarea rocii împușcate.

În cursa spre frontul de lucru, un muncitor așezat în colivie cu fața spre șina de ghidare comandă mișcarea platformei. Angrenajul primește energia pneumatică sau electrică prin furtunul flexibil.

Copturirea frontului se execută cu ranga, introdusă prin ochiurile acoperișului de protecție.

Perforarea găurilor se execută cu perforatoare instalate pe platforma de lucru sub acoperișul de protecție. În rocile tari compacte acoperișul de protecție nu se utilizează, el dovedindu-se incomod și de prisos. La amplasare găurilor se ține seama ca cele de simbură să fie în partea opusă șinei de ghidare. În fig. XIX.150 sînt redată pentru orientare 3 scheme de amplasare a găurilor.

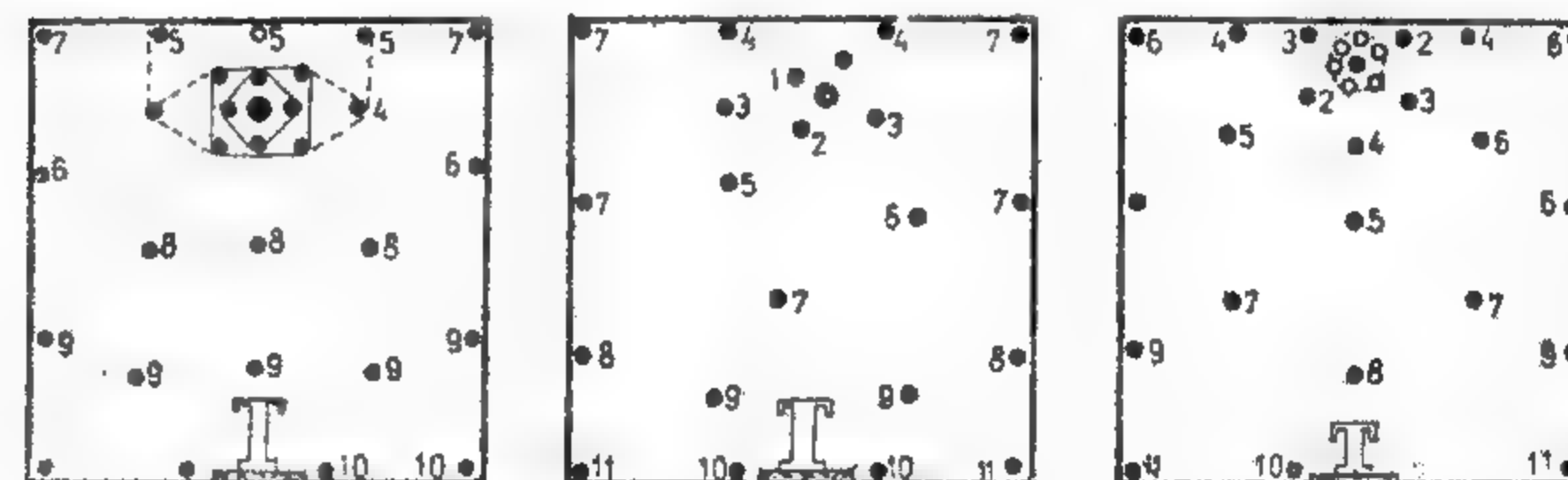


Fig. XIX.150. Scheme de amplasare a găurilor la săparea suitorilor cu platforma mobilă mecanizată.

Aerul comprimat și apa necesare la perforare ajung în frontul de lucru prin conductele din șina de ghidare.

Pentru înclinări mai mici de 45° s-au construit și cărucioare de perforat care se deplasează pe șina de ghidare în fața platformei.

Spălarea și aerisirea frontului de lucru se face cu aer comprimat și apă pulverizată. Probele luate înainte și după împușcare, la o înălțime a frontului de lucru de 80 m, au indicat următoarele concentrații de gaze (%):

Gazul	Înainte de împușcare	După împușcare [min]			
		5	10	15	20
Oxygen	20,2	19,4	19,6	19,6	20
Bioxid de carbon	0,3	0,6	0,7	0,6	0,4
Echivalent oxid de carbon	—	0,025	0,022	0,020	0,016

Atât ca durată de aerisire cît și ca microclimat, această metodă este incomparabil mai avantajoasă decît metoda clasică.

Excavarea rocii căzută pe vatra galeriei de bază se face cu vagonete încărcate cu mașină de încărcat.

Vitezele de avansare obținute se cifrează la 1,5—5 m/zi, iar productivitatea muncii la 0,5—0,86 m/post.

Domeniul optim de aplicare a metodei este la suitori cu lungimi de peste 50 m, executate în roci cu stabilitate mare. Dacă suitoarea necesită susținere, aceasta se poate realiza chiar în timpul execuției, cu cadre complete, din lemn sau metal, însă din punct de vedere economic susținerea diminuează avantajele metodei și limitează aplicarea ei.

Așa cum se observă din fig. XIX 151, metoda poate fi aplicată și pentru executarea unor lucrări înclinate sau verticale cu secțiuni mari. În prima fază se execută



Fig. XIX.151. Execuția lucrărilor înclinate cu secțiuni mari cu ajutorul platformei mecanizate.

de jos în sus o suitoare cu secțiunea redusă, cu instalația montată la baza suitorii. În faza a doua se perforează de pe platforma instalației găuri orizontale în pereții suitorii executate în prima fază și se împușcă pe tronsoane. În această fază șina de ghidare se demontează de jos în sus, instalația retrăgându-se la orizontul de cap.

Avantajele metodei sînt multiple: transportul mecanizat al personalului la și de la frontul de lucru; existența unei performanțe superioare; scurtarea timpului de împușcare și aerisire; evacuarea rapidă a rocii împușcate, lipsa oricărei susțineri pe timpul săpării, creșterea vitezei de săpare de 2—3 ori față de metode clasice; reducerea costurilor de săpare la suitorii cu lungimi mai mari de 50 m ș.a.

Dintre dezavantajele metodei se rețin următoarele: volumul mare al lucrărilor de pregătire (lucrări miniere, montarea și demontarea instalației); costul ridicat al instalației și pretențiile sporite privind instruirea personalului de exploatare a instalației.

4.4. SĂPAREA SUITORILOR CU GĂURI LUNGI PERFORATE PE ÎNTREAGA LUNGIME PROIECTATĂ ȘI ÎMPUȘCAREA PE TRONSOANE

Constă din perforarea unor găuri paralele — pe întreaga lungime proiectată a suitorii — și împușcarea, pe tronsoane de 2—10 m, de jos în sus.

Perforarea găurilor lungi se face cu perforatoare rotopercutante sau cu sondeze.

Succesul metodei fiind condiționat de paralelismul găurilor, este necesar ca dirijarea prăjinilor de forare să fie realizată cu instalații care să asigure menținerea direcției găurilor.

Prăjinile de foraj au diametrul de 1 1/2 in. Găurile se perforează cu tășuri amovibile și cu diametre de 51—76 mm. Atunci cînd se lucrează cu gaură centrală de diametru mai mare, se utilizează capul de lărgire pînă la 125—150 mm cu care este dotată instalația.

La o bună fixare a coloanei centrale a instalației în blocuri de beton, alăt la vatră cît și la tavan, se poate realiza paralelismul găurilor cu o deviație de 0,5 % respectiv 0,25 m la 50 m de suitoare.

Lucrările pregătitoare pentru săparea suitorii prin metoda cu găuri lungi constau din: construcția camerei pentru instalația de perforat și montarea acesteia.

Ciclu de săpare cuprinde — în ansamblu — perforarea găurilor pe toată lungimea suitorii, încărcarea lor cu exploziv, burarea și împușcarea pe tronsoane, aerajul, încărcarea și evacuarea rocii împușcate la baza suitorii.

Perforarea găurilor se face după diferite scheme, în funcție de: secțiunea suitorii, caracteristicile fizico-mecanice ale rocilor, felul simburului folosit etc.

Amplasarea găurilor depinde în cea mai mare măsură de modul de realizare a deschiderii (simburului). În fig. XIX. 152 este redată amplasarea găurilor și încărcarea acestora cu explozivi la împușcarea cu simbur sub formă de pilnie (a) respectiv la împușcarea cu simbur prismatic (b).

Alte scheme de amplasare a găurilor lungi de mină sînt redată în fig. XIX. 153.

Deschiderea sub formă de pilnie se realizează cu număr mai mic de găuri. Distanța între găuri este proporțională cu diametrul găurilor și are valori de 0,4—0,5 m pentru găuri cu diametru de 64 mm și 0,5—0,7 m pentru găuri cu diametrul de 76 mm.

Încărcătura de exploziv pe 2 m gaură are valori de 1,5—2,5 kg.

Dacă împușcarea se face după principiul simburilor drepi este necesar un număr mai mare de găuri, însă sînt posibile avansuri de 4—10 m/salt și chiar mai mari. Rezultatele obținute la executarea a două suitori cu secțiunea de 4 m² sînt următoarele:

Tipul deschiderii	Conică	Prismatică
Numărul de găuri	10	1+18
Nr. găurilor/m ²	2,50	4,75
Consum de exploziv, kg/m ²	3,94	3,45

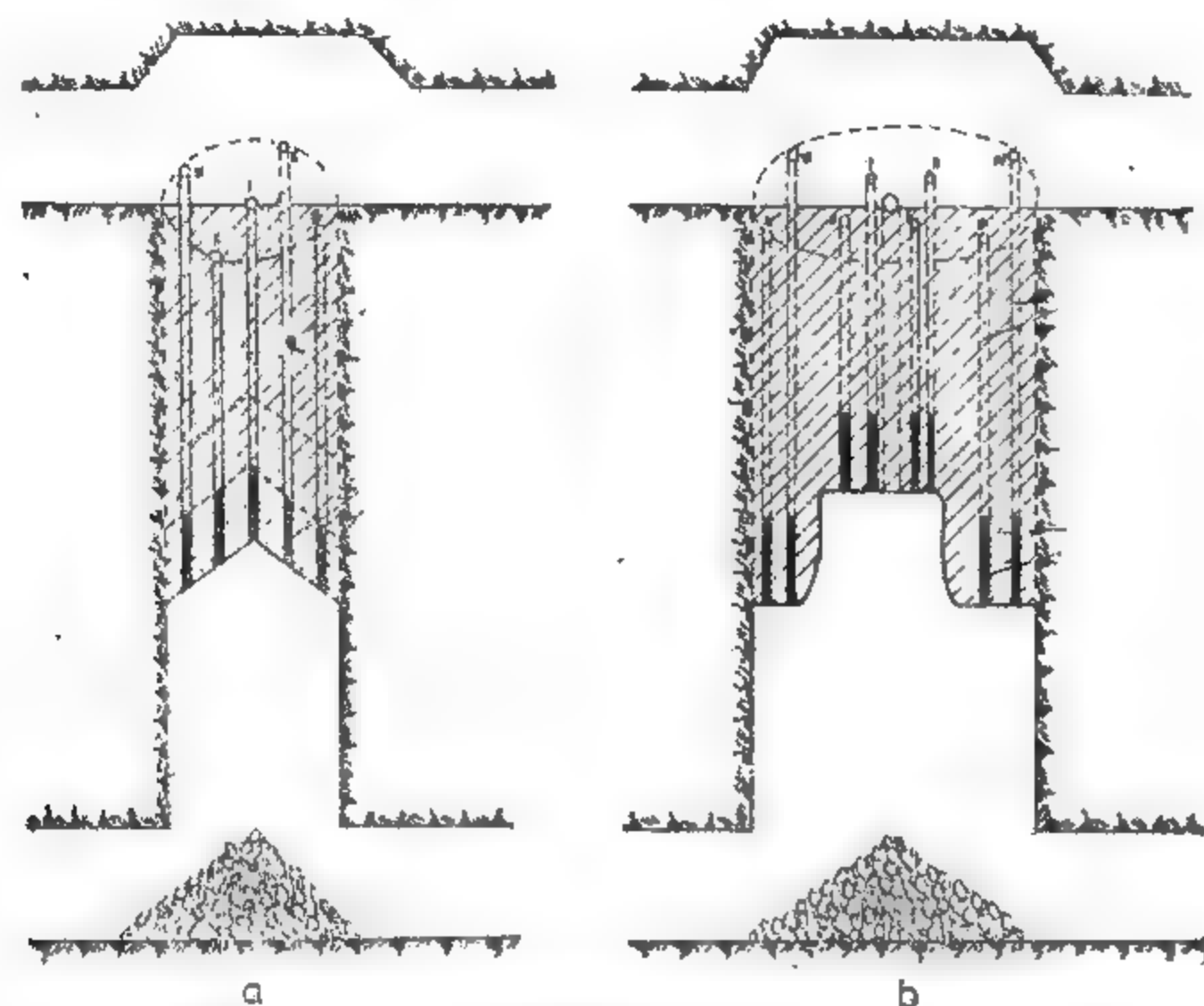


Fig. XIX.152. Săparea suitorilor cu găuri lungi și împușcarea pe tronsoane:

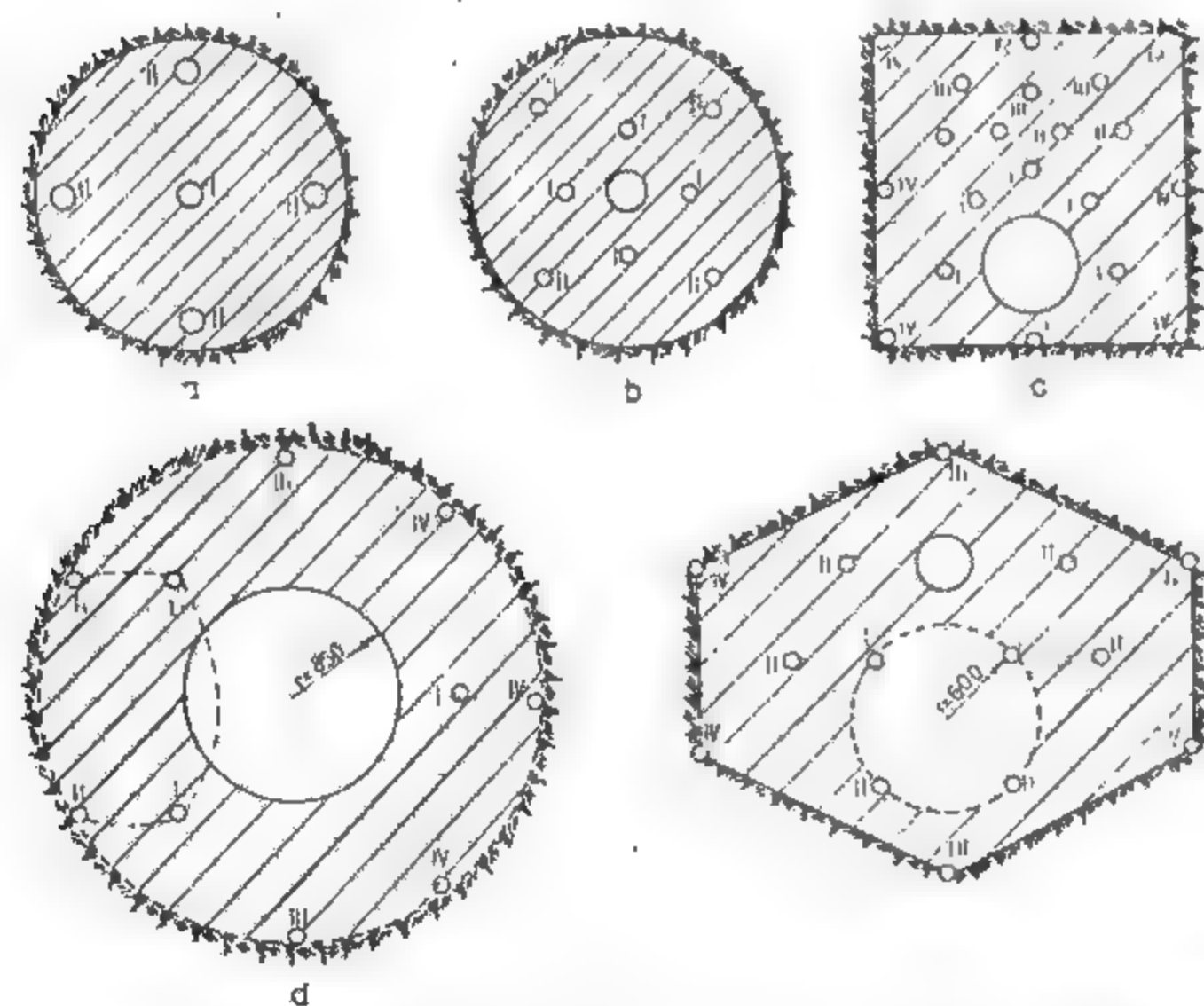


Fig. XIX.153. Scheme de amplasare a găurilor de mină pe secțiunea suitorii săpată cu găuri lungi:

a — cu simburile de degajare sub formă de pilnie în cazul secțiunilor mici; b și c — cu simburile prismatice, cu câte o gaură centrală de diametru mai mare — neîncărcată; d și e — în suitorii cu secțiuni mari, după executarea prin foraj a unei suitorii pilot cu raza de 600—850 mm.

Introducerea explozivilor în găuri se face de sus în jos, suspendând încărcătura fiecărei găuri de un furtun sau cablu ori prin pompare, dacă încărcarea se face cu explozivi pulverulenți.

Amorsarea încărcăturilor explozive se face cu capse electrice a căror rețori se prelungesc cu cablu de împușcare. Materialul derocat cade pe vatra galeriei, la baza suitorii, de unde este încărcat și evacuat.

Acastă metodă are o serie de avantaje concretizate în:

— condiții optime de lucru pentru muncitorii care lucrează la distanță de frontul de tăiere; efort fizic redus și securitate ridicată; ecomicitate față de metoda clasică pentru suitorii cu lungimi sub 35 m.

Indicatorii medii obținuți la o aplicare a metodei sînt:

— productivitatea la perforare	25...30 m/post
— numărul de găuri	3...6 buc/m²
— consum de găuri	1,5...2,5 /m²excavat
— consumul de exploziv	3...6 kg/m²
— saltul	2,5...3,5 m/ciclu

Domeniul de aplicare. Metoda se recomandă pentru execuția suitorilor în roci compacte sau puțin deranjate tectonic, care servesc scopului de aeraj ori a transportului prin cădere a rocilor și nu necesită susținere. Domeniul optim de aplicare metodei îl constituie suitorii cu înclinări de 45—90° și lungimi pînă la 35—40 m.

4.5. SĂPAREA SUITORILOR PRIN FORAJ

Instalațiile de foraj asigură derocarea și evacuarea continuă a rocilor din secțiunea suitorii.

Cele mai simple instalații de forat suitorii în cărbune realizează forarea în prima fază a unei găuri pilot, iar în faza a doua lărgirea găurii pilot — în sens opus — cu o coroană freză cu diametru mai mare, care se montează pe aceeași coloană de prăjină. Astfel de instalații nu necesită locații de foraj (camere), au motoare de 10—15 kW, realizează 80—130 rot/min și asigură productivități de 10—15 m/h la forarea găurii pilot și 6—10 m/h la lărgirea găurii pilot pînă la diametre de 600—850 mm.

Pentru rocile tari și foarte tari s-a construit o gamă variată de instalații de forat suitorii, cu acționare electro-hidraulică. Principial o instalație de forat suitorii se compune din: capul pentru forarea rotativă, prăjinile de foraj, freza, cadrul principal de fixare, mecanismul hidraulic pentru apăsarea capului de forare pe talpa suitorii și un grup electrohidraulic pentru acționarea întregii instalații inclusiv a brațului pentru manevrarea prăjinilor.

Forarea suitorilor se poate realiza într-o singură etapă, ascendent sau descendent, sau în două etape, forîndu-se mai întîi o gaură pilot cu diametrul de 200—400 mm și apoi lărgindu-se gaura pilot în sens invers și în trepte, pînă la diametrul final.

Pentru forarea suitorilor sînt necesare lucrări pregătitoare constînd din: execuția camerei în care se montează instalația, turnarea unei fundații de beton armat pe vatra

camerei, transportul și montarea instalației, asigurarea energiei, amenajări pentru drenarea apelor ș.a.

Dacă suitoarea se forează în două faze, de obicei în prima se forează de sus în jos gaura pilot, iar în cea de-a doua se execută lărgirea de jos în sus, așa cum se observă din fig. XIX. 154. Lărgirea continuă până la 1,5–2 m de vatra camerei instalației, această porțiune săpându-se prin lucrări de perforare-împușcare, după demontarea instalației.

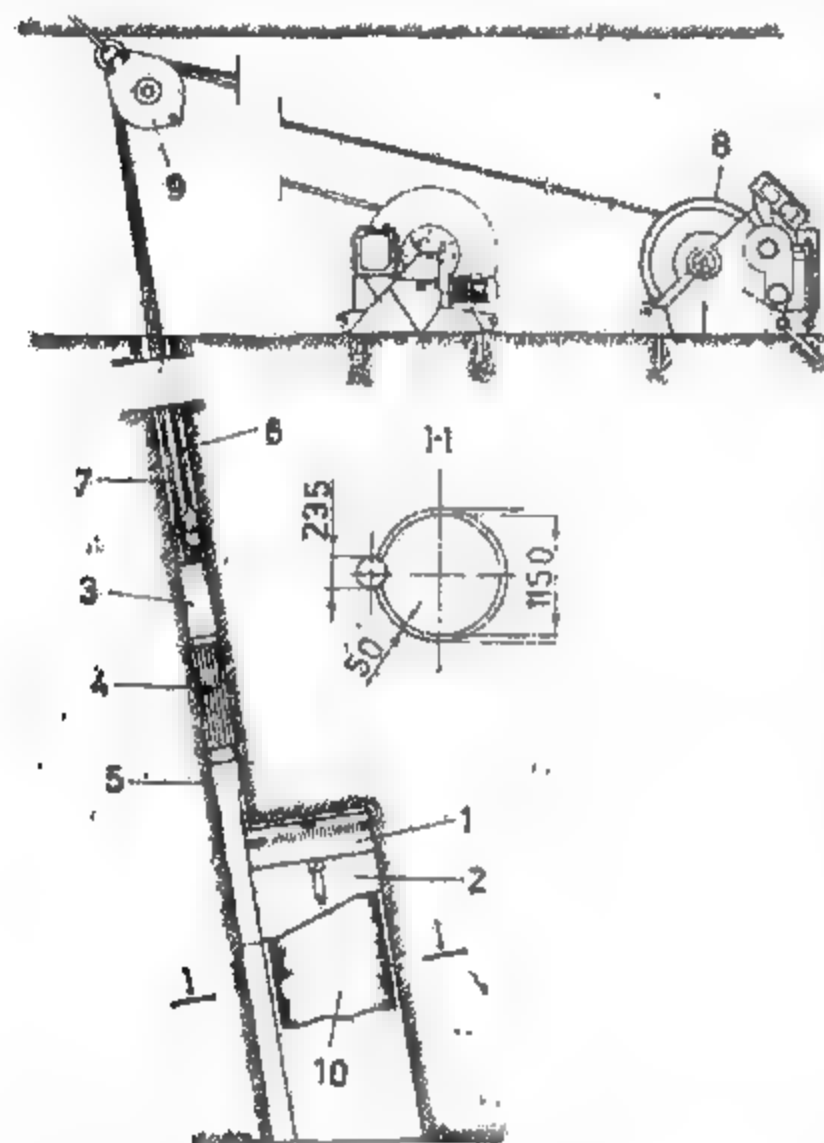


Fig. XIX.154. Execuția suitorilor prin foraj, cu gaură pilot și lărgirea de jos în sus:

1 — coroană de tăiere inelară; 2 — suport cilindric; 3 — tub de comandă; 4 — motor; 5 — reductor; 6 — cablu; 7 — cablu electric; 8 — troliu; 9 — moletă; 10 — carotă.

4.6. SUSȚINEREA SUITORILOR

Consolidarea excavațiilor subterane înclinate și verticale, pentru a fi menținute pe toată durata de serviciu și pentru a îndeplini rolul pe care-l au, se realizează cu ajutorul diferitelor construcții de susținere executate din lemn, zidărie de piatră, beton sau metal.

La susținerea suitorilor se ține seama de: profil, secțiune și înclinare; caracteristicile fizico-mecanice ale rocilor pe care le traversează și care determină formele de manifestare a presiunii miniere; sensul de susținere (de jos în sus sau de sus în jos); numărul de compartimente; durata de serviciu și destinația suitorii precum și de materialele ce se pot procura.

În lucrările înclinate greutatea Q a rocilor care se desprind din tavan se descompune în două componente, așa cum se observă din fig. XIX.155. Componenta tangențială T apasă pe rocile din partea inferioară, iar componenta normală N apasă asupra susținerii.

$$N = Q \cos \alpha \text{ și } T = Q \sin \alpha$$

În practică la alegerea susținerii trebuie să se aibă în vedere componenta N pentru suitori a căror înclinare este sub valoarea $(45^\circ + \varphi/2)$; φ — fiind unghiul de frecare interioară a rocilor, iar componenta T , când înclinarea suitorii depășește valoarea acestei expresii, respectiv $\alpha > (45^\circ + \varphi/2)$.

La alegerea tipului de susținere și la dimensionarea acesteia este necesar să se țină seama de destinația, durata de serviciu și metoda de execuție a suitorii precum și de influența lucrărilor de abataj.

Susținerea suitorilor cu lemn. Lemnul se utilizează pe scară largă pentru susținerea suitorilor cu profil dreptunghiular și cu durată mică de serviciu.

Susținerea cu lemn a suitorilor se poate realiza odată cu săparea prin metoda clasică sau, după terminarea săpării prin celelalte metode. Sensul de susținere poate fi de jos în sus pe măsura avansării suitorii sau de sus în jos, pe tronsoane de 4–10 m, după terminarea săpării. Scheletul de bază al susținerii unei suitorii poate fi compus din:

- tropane (stilpi care proptesc tavanul și vatra) având capetele încastrate în rocă;
- cadre complete de susținere montate în desis;
- cadre complete de susținere montate în cimpuri.

Susținerea cu tropane se aplică la suitorii executate în roci tari compacte.

Tropanele din lemn rotund se montează la distanța de 1–1,5 m, pe planele de compartimentare ale suitorii, cu capetele fixate în niște scobituri adânci de 10–20 cm, executate în tavanul și vatra suitorii în care se împănăază (fig. XIX. 156).

După fixarea tropanelor, compartimentul de circulație se delimitează de compartimentele celelalte prin bandajare. Bandajarea se face în exterior, astfel ca tropanele să poată fi controlate din compartimentul de circulație.

La distanța de 4–10 m (funcție de înclinarea suitorii), peste tropane se construiesc poduri de odihnă, iar între două poduri se montează scări cu înclinarea de cel mult 80° și lungimea astfel aleasă ca să depășească podul superior cu 100 cm.

Susținerea cu cadre montate în desis se aplică la suitorii executate în roci cu stabilitate mai redusă și fisurate, ori la cele de pregătire a abatajelor, unde se așteaptă la o influență mare a lucrărilor de abataj asupra stabilității suitorii.

Pentru construirea acestei susțineri, ale cărei elemente sînt prezentate în fig. XIX. 157, se montează la baza suitorii patru grinzi încastrate (tropane), iar peste tropane se assemblează cadrele din elementele care le compun.

Spațiul dintre cadre și pereții suitorii se umple cu rocă rezultată la împușcarea în suitoare.

Pe măsura avansării cu susținerea, la intervale de 2–4 m se montează câte un nou rînd de tropane, care asigură o stabilitate mai mare a susținerii și condiții mai bune

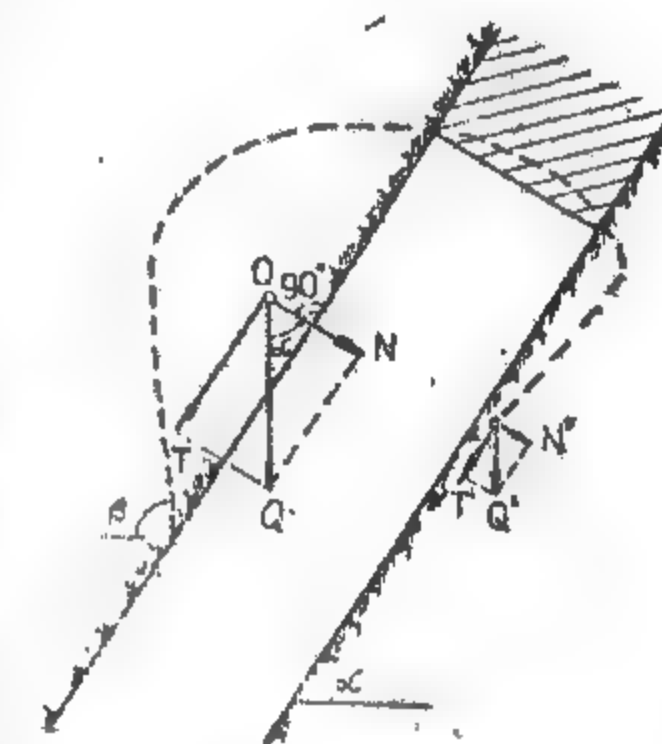


Fig. XIX.155. Presiunea miniere în suitoare.

pentru refacerea sau înlocuirea cadrelor care se degradează pe durata de serviciu a suitorii.

Susținerea cu cadre montate în cimpuri se folosește mai rar, la suitorile executate în roci stabile cu înclinare verticală, echipate cu trolu pentru transportul materialelor sau a personalului.

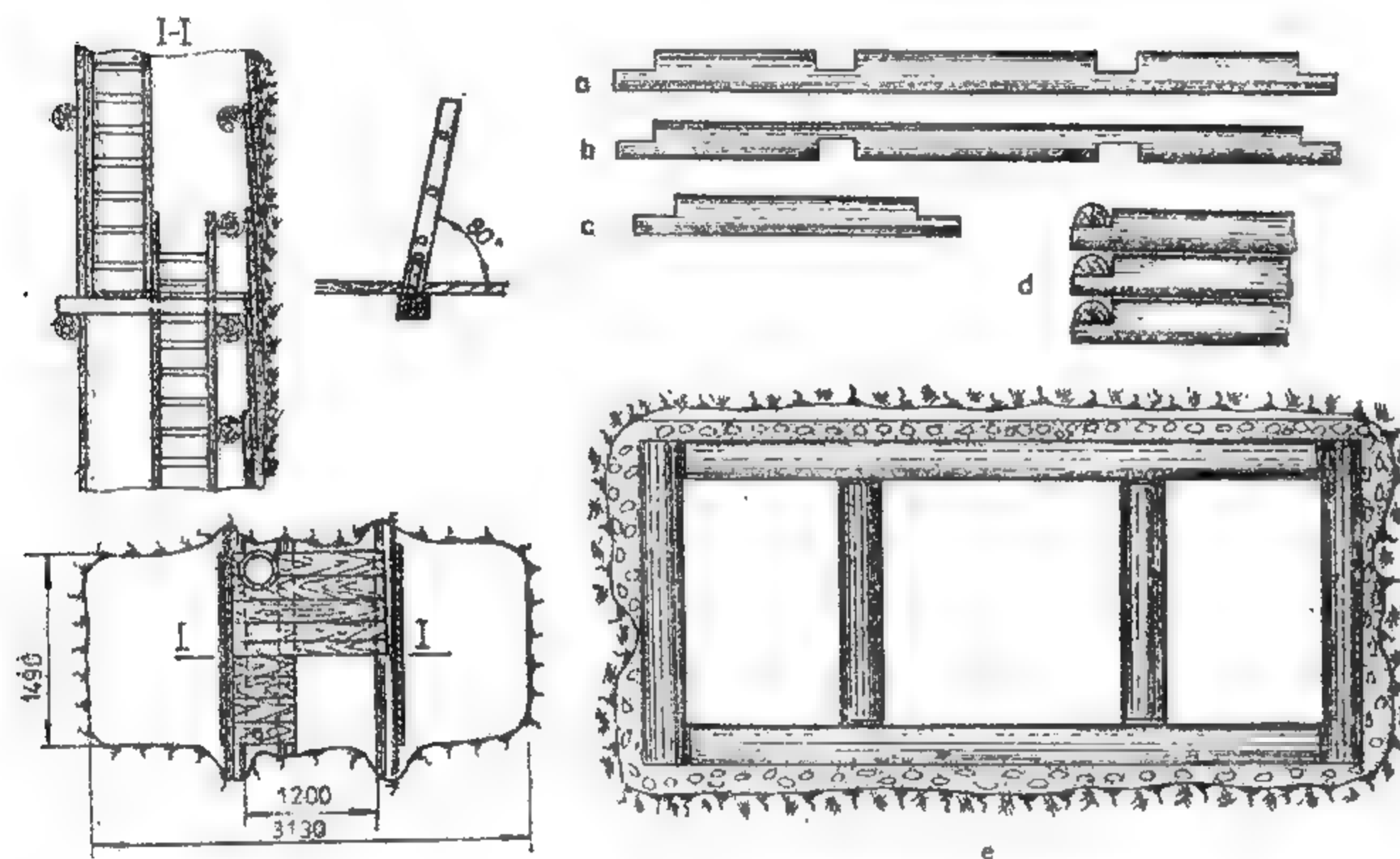


Fig. XIX.156. Susținerea suitorilor cu tropane și amenajarea compartimentului de circulație. Fig. XIX.157. Elementele componente și îmbinările cadrului complet pentru susținerea suitorii: a, b și c — granturi; d — îmbinări; e — cadru complet montat.

Cadrelor de lemn rotund sau ecarisat se așază în cimpuri de 0,5—1,5 m, pe stâlpi verticali scurți care reazămă pe cadrul inferior. După montare se consolidează cu scoabe metalice și se împănăază între pereți. În interior cadrele se rigidizează cu juguri de 4—6 m lungime, montate vertical pe laturile lungi ale suitorii, de regulă pe planul sau planele de compartimentare ale acesteia.

Un exemplu de susținere cu cadre montate în cimpuri a unei suitorii cu un compartiment de circulație și un compartiment de transport cu o colivie este redat în fig. XIX.158.

După montarea cadrelor dintr-un tronson (4—6 cadre) se bandajează conturul exterior cu scindură sau se torcrează pereții.

Susținerea cu cadre complete montate în cimpuri sau în desis necesită un consum mare de lemn (1—2 m³/m de suitoare), se realizează cu cheltuieli ridicate și ocupă o parte însemnată din secțiunea de săpare a suitorii.

Susținerea suitorilor cu beton și betonite. Suitorile executate în scop de aeraj, transportul prin cădere liberă (rostogoluri colectoare), ori pentru căi de acces cu durată mare de serviciu se susțin în beton sau betonite.

Susținerea cu beton și cea cu zidărie de betonite se execută după terminarea săpării și susținerii provizorii a suitorii, pe tronsoane de 10—15 m, delimitate de picioare de sprijin (fig. XIX.159).

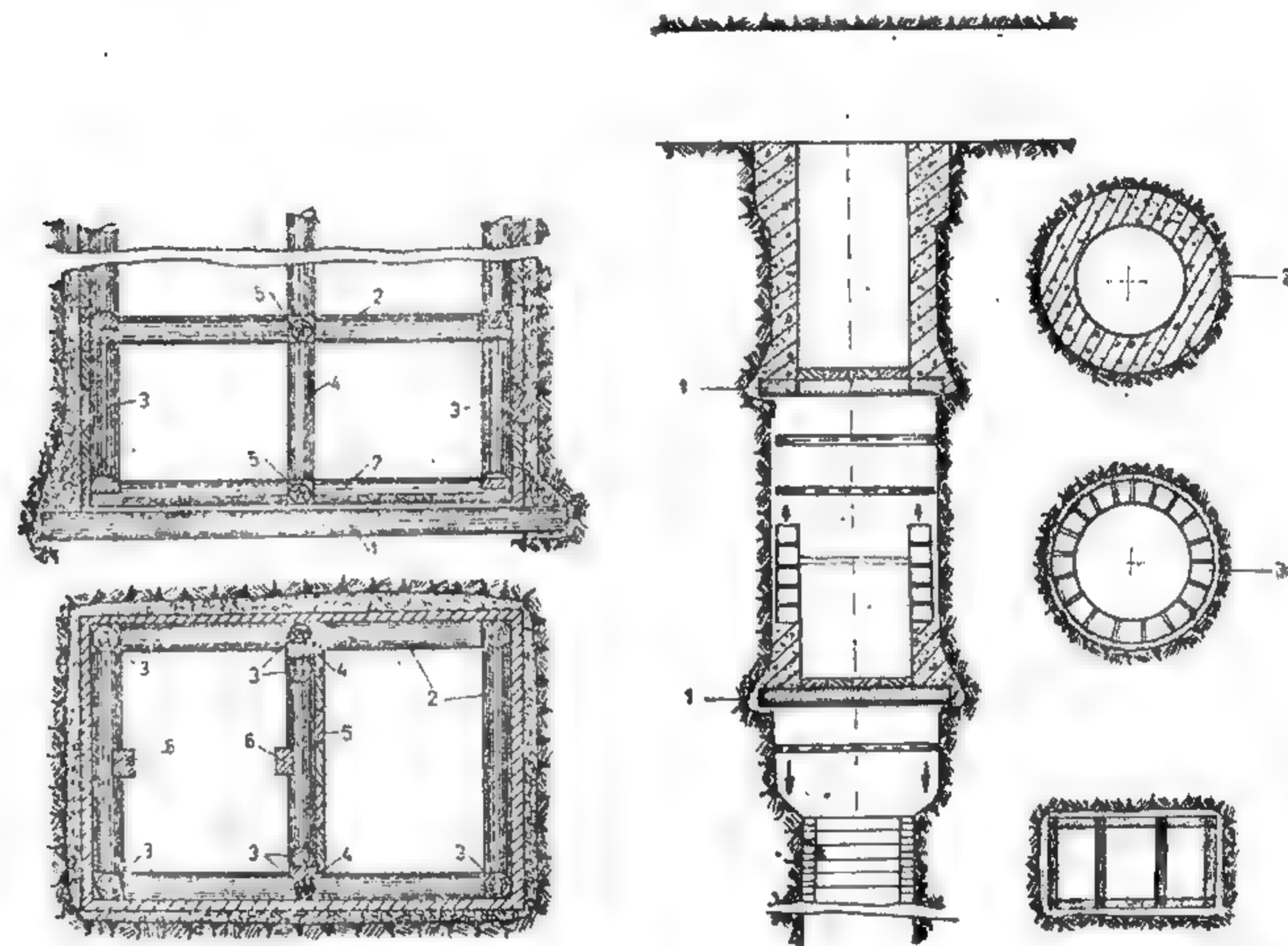


Fig. XIX.158. Susținerea suitorii cu cadre complete montate în cimpuri: Fig. XIX.159. Susținerea unei suitorii cu beton și boltări de beton:

1 — tropan; 2 — cadru de susținere; 3 — stâlp distanțier; 4 — jug vertical de rigidizare; 5 — grinzi de compartimentare; 6 — ghidaje pentru colivie. 1 — tropan; 2 — secțiune betonată; 3 — secțiune zidită.

Pentru betonare se execută lărgirea de sus în jos a secțiunii suitorii.

În dreptul piciorului de sprijin se perforază pe întregul contur al suitorii un rând de găuri scurte de 40—50 cm, sub un unghi de 45—50° față de orizontală și se împușcă pentru a crea spațiul de turnare a betonului pentru piciorul de sprijin.

După întărirea betonului din piciorul de sprijin se continuă susținerea până se realizează legătura cu piciorul de sprijin superior sau cu vatra galeriei de cap.

Porțiunea dintre două picioare de sprijin se poate susține de jos în sus, fie cu betonite zidite în rânduri succesive, fie cu beton turnat în spatele unui cofraj metalic mobil.

Betonul turnat asigură o foarte bună legătură între susținere și rocă însă există riscul unor prelungiri a lucrărilor de susținere cauzate de așteptări pentru întărirea betonului.

Susținerea suitorilor cu beton se poate realiza și concomitent cu lărgirea, folosind un cofraj mobil pentru betonare, care, fiind suspendat de un gratic fixat la orizontul de cap, poate fi coborât în suitoare pe măsura avansării lucrărilor de reprofilare (fig. XIX.160).

Betonul se poate folosi nu numai la susținerea suitorilor cu profil rotund ci și la cele cu profil dreptunghiular. În acest caz în masa betonului este necesar să se introducă armături metalice pentru că betonul simplu nu are rezistență corespunzătoare eforturilor de încovoiere la care este supusă susținerea.

La susținerea cu beton se recurge numai în cazul unor presiuni mari din toate părțile sau în caz de uzură pronunțată a susținerii la transportul gravitațional al unor roci tari și cu granulație mare. Și în acest ultim caz se recurge, de multe ori, la susținerea cu betonite numai a rostogolului.

Susținerea metalică a suitorilor. Din punct de vedere tehnic, oțelul laminat sub formă de profile sau sub formă de tablă se poate utiliza la realizarea celor mai pretențioase construcții metalice, atât pentru susținerea definitivă (cadre, cuvelaje sau tubinguri) cât și pentru susținerea provizorie în timpul săpării.

În punct de vedere economic, folosirea oțelurilor aliate sau fontei pentru susținerea definitivă cu cadre sau tubinguri este oneroasă datorită costului ridicat al metalului, pretențiilor privind prelucrarea mecanică și a corodării în mediul agresiv din subteran.

De aceea, se recurge la folosirea metalului mai ales la susținerea provizorie cu tropane și cu cadre recuperabile și refolosibile, la confecționarea cofrajelor mobile pentru betoane și la susținerea ancorată.

Susțineri combinate pentru suitori. Combinarea diferitelor materiale pentru susținerea suitorilor vizează obținerea de avantaje de ordin tehnic, organizatoric și economic. Din punct de vedere tehnic se urmărește folosirea la maximum a *autoportanței* masivului de roci înconjurătoare și creșterea ei prin ancorare și torcretare; *reducerea suprafeței* din secțiunea suitorii ocupată de susținere și mecanizarea cât mai avansată a lucrărilor, de susținere. Din punct de vedere organizatoric se acordă atenție *simplificării ciclului*, scurtării duratei de realizare a susținerii și realizării unor condiții optime pentru muncitori.

Criteriul economic are în vedere realizarea susținerii cu *consumuri minime de materiale, manoperă și energie*, reducerea sau eliminarea materialelor deficitare, realizarea unei susțineri care să reziste pe toată durata de serviciu a suitorii, iar dacă acest lucru nu este posibil să nu necesite cheltuieli mari pentru întreținere.

Încercările de a combina materialele de susținere, pentru satisfacerea într-o măsură cât mai mare a criteriilor și condițiilor urmărite, s-au materializat într-o serie de metode și procedee dintre care se menționează:

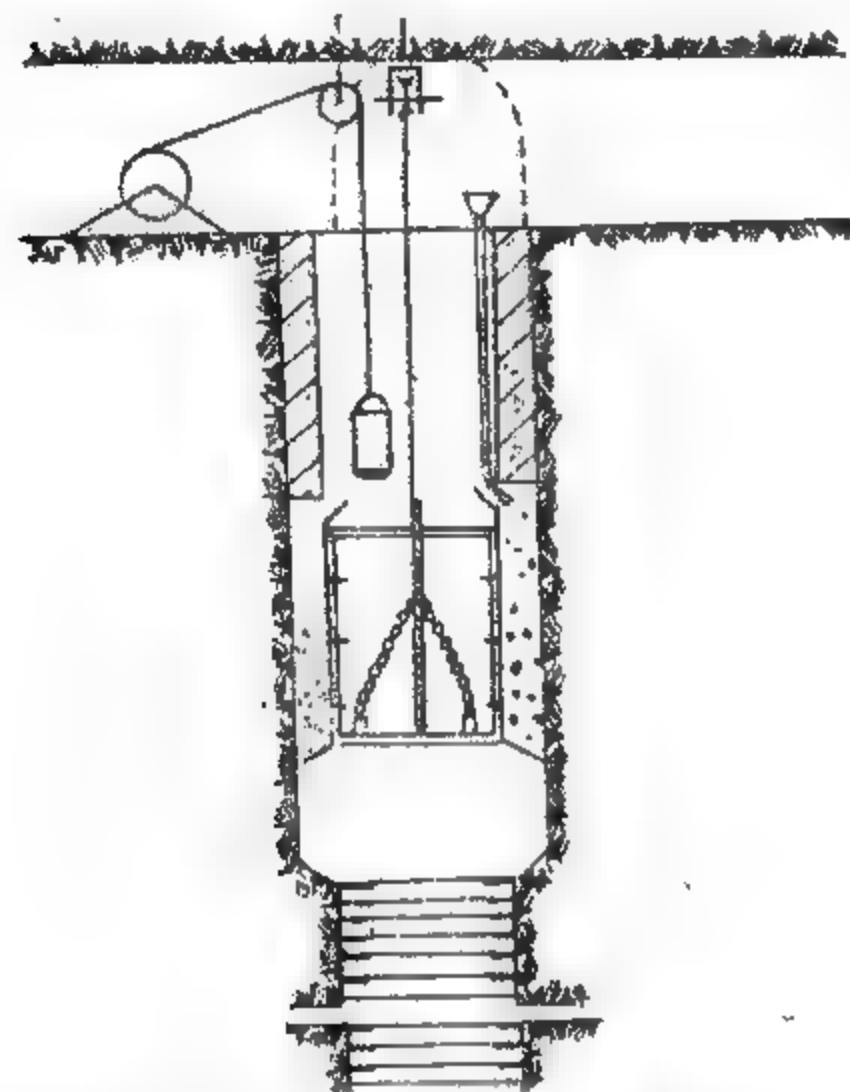


Fig. XIX.160. Betonarea suitorii folosind cofrajul suspendat.

a) susținerea suitorii cu lemn și zidirea rostogolului în bolțari, pentru cazurile când acesta urmează a fi utilizat pentru transport gravitațional redus;

b) susținerea cu metal și lemn a suitorilor de aeraj care servesc și pentru circulație. Din metal se construiesc cadrele de susținere și bandajarea cu plasă, iar din lemn podurile de odihnă din compartimentul de circulație;

c) susținerea cu metal și beton se realizează printr-o combinație de ancore cu beton proiectat ori torcretat pentru susținerea pereților suitorii și cadre suspendate de ancore pentru compartimentare.

În fig. XIX.161 este redată susținerea combinată a unei suitorii executată în roci compacte la secțiunea finală. Pereții suitorii se întăresc cu ancore, iar pe zonele cu roci

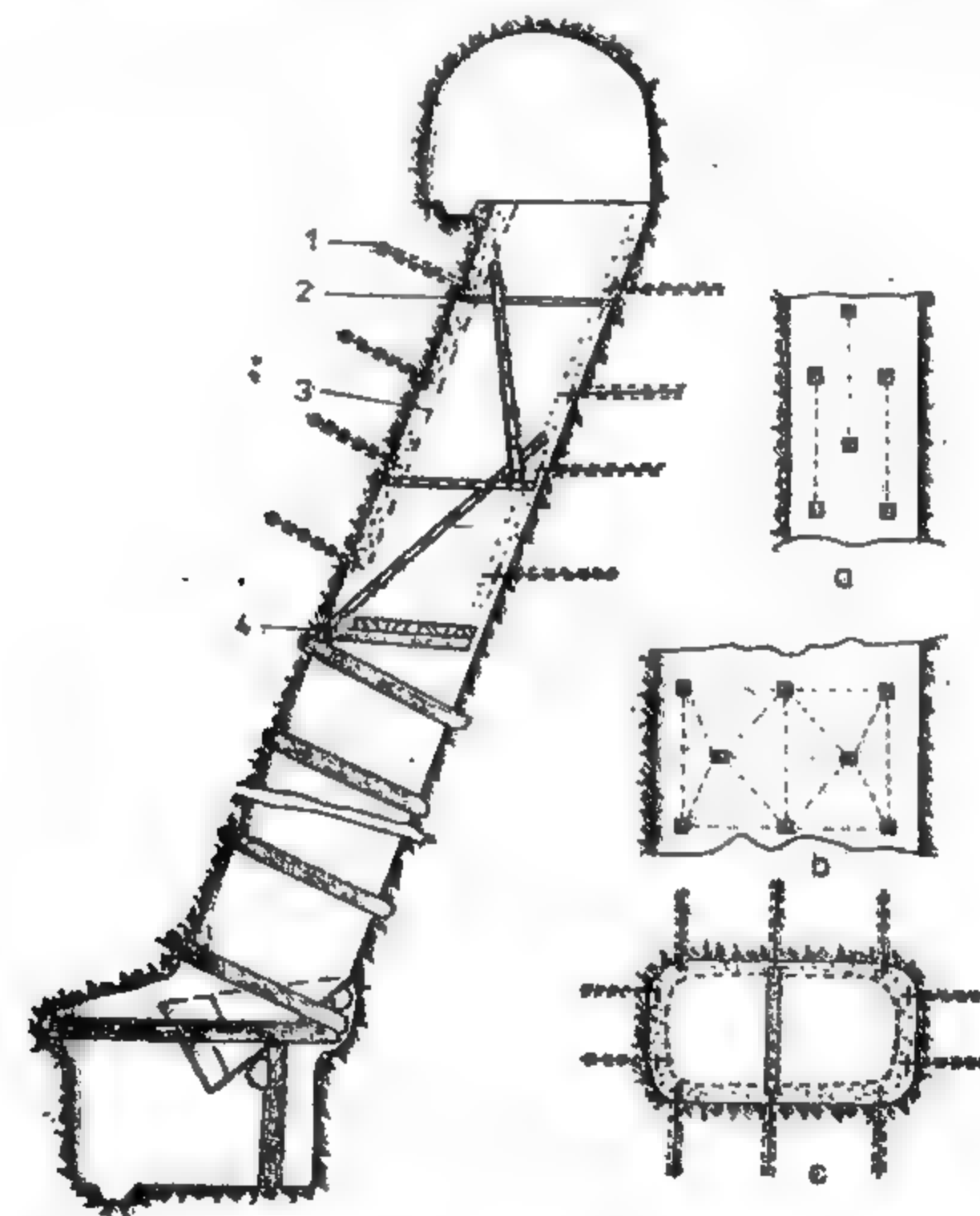


Fig. XIX. 161. Susținerea combinată a suitorii:

1 — ancoră; 2 — grîndă; 3 — torcret; 4 — pod.

fisurate se montează și plasă metalică. După aceea se torcretază întreaga suprafață a tronsonului de suitoare în unul, două sau trei straturi.

Dacă este necesară întărirea susținerii, atunci de ancore se pot fixa profile metalice sau profile metalice și plasă de sîrmă sau tole metalice cu diametrul de 3-5 mm care se fixează de ancore.

Susținerea executată după schema prezentată în fig. XIX.161 poate fi ușor aplicată și la lucrările înclinate sau verticale executate prin metodele cu colivie suspendată sau cu platforma mobilă mecanizată, unde operațiile de susținere se execută de pe platforma de lucru a oricărei instalații.

Susținerea combinată a suitorilor asigură o mecanizare avansată a operațiilor de susținere care determină reducerea duratei de execuție a susținerii.

Pe de altă parte, tehnologia de aplicare poate conduce la avantaje concretizate în: creșterea rigidității pereților și consolidarea suplimentară a acestora.

Pentru avantajele pe care le prezintă, susținerea combinată câștigă teren mai ales la suitorile de circulație și de aeraj cu durată de serviciu medie și mare și la cele executate prin metodele noi.

4.7. ALEGEREA METODEI DE EXECUȚIE A SUITORILOR

La baza alegerii metodei de execuție a suitorilor stau o serie de criterii tehnice, economice și de securitate a muncii.

Dintre criteriile tehnico-economice se menționează:

- proprietățile fizico-mecanice ale rocilor în care se execută suitoarea;
- profilul, secțiunea, înclinarea și lungimea suitorii; posibilitățile de atacare, de la bază ori de la partea superioară; dotarea unității cu utilaje și instalații; viteza de avansare și productivitatea fizică proiectată;
- cheltuieli de execuție admise.

Din punct de vedere al securității muncii, se urmărește asigurarea condițiilor pentru reducerea efortului fizic, asigurarea unui microclimat corespunzător în frontul de lucru și condiții de deplină securitate a muncii.

Lungimea limită inferioară de aplicare a unei metode noi de săpare a suitorilor se determină din relația următoare:

$$C_t = C_s + \frac{C_p}{L} \text{ de unde: } L = \frac{C_p}{C_t - C_s} \text{ [m]}$$

în care: C_t reprezintă cheltuielile totale de execuție a unui metru de suitoare, prin metoda nouă, egale la limită cu cheltuielile realizate la metoda pe care o înlocuiește, lei/m;

C_s — cheltuieli de execuție prin metoda nouă, excluzând lucrările de pregătire, lei/m;

C_p — cheltuielile de pregătire și încheiere la metoda nouă, lei/m;

L — lungimea limită inferioară de la care devine avantajoasă aplicarea metodei noi.

În funcție de gradul de asigurare a securității muncii, ordinea de preferință a metodelor este următoarea: I — prin foraje; II — cu găuri lungi pe întreaga lungime a suitorii; III — cu platforma mobilă mecanizată (Alimak); IV — cu colivia Jora; pe ultimul loc V — metoda clasică.

5. SĂPAREA ȘI SUSȚINEREA PUȚURILOR VERTICALE

Puțurile verticale sînt executate cu scopul de a deschide zăcămintele de substanțe minerale utile și de a asigura aerajul minelor, transportul producției, a materialelor și personalului, evacuarea apelor, transportul de rambleu ș.a.

Din totalitatea lucrărilor miniere de deschidere, pregătire și exploatare, puțurile ocupă o situație cu totul deosebită, datorită importanței pe care o au în activitatea unei mine, iar din punctul de vedere al execuției reprezintă lucrarea cu cele mai complexe procese de muncă. În funcție de adîncime, diametru și tipul susținerii, pentru construcția puțurilor sînt alocate 50 % din totalul investițiilor și 35—40 % din timpul necesar deschiderii unui cîmp minier.

Amplasarea puțului, dimensiunile și profilul secțiunii transversale, adîncimea, tipul și construcția susținerii se aleg în funcție de următorii factori: modul de deschidere și adîncimea lui (la care este situat zăcămintul), producția anuală a minei, caracteristicile fizico-mecanice și condițiile hidrogeologice ale rocilor, schema de aeraj adoptată, durata de serviciu ș.a.

5.1. DOCUMENTAȚIA GEOMECHANICĂ ÎN VEDEREA EXECUTĂRII PUȚURILOR VERTICALE

Documentația geomecanică reprezintă un act tehnic de bază necesar cunoașterii condițiilor în care urmează să se execute puțul. În baza documentației geomecanice, se proiectează tehnologia de săpare, se aleg materialele de susținere și se calculează portanța și grosimea susținerii. În acest scop documentația geomecanică trebuie să cuprindă: datele geologice; condițiile hidrogeologice; proprietățile fizice ale rocilor; proprietățile termofizice; proprietățile mecanice; proprietățile elastice, plastice și reologice; stabilitatea rocilor; gradul de tectonizare și de fisurare a masivului de rocă, orientarea și deschiderea fisurilor.

Pentru întocmirea documentației geomecanice se recomandă forarea la 20 m de axa puțului a unei găuri de sondă, iar probele de teren (carotele) obținute în urma forării sondei se analizează în cadrul laboratoarelor de mecanica rocilor.

În baza documentației elaborate se mai fac următoarele precizări:

— puțurile trebuie amplasate astfel încît să asigure deschiderea zăcămintului cu pierderi minime de rezerve;

— în perimetrele unde se constată prezența nisipurilor acvifere puțul trebuie amplasat pe cît posibil în zona unde grosimea lentilelor cu nisip acvifer este minimă;

— amplasarea puțului trebuie aleasă în afara zonelor faliate, fracturate sau cu o tectonică dificilă, astfel încît în procesul de săpare să se asigure cele mai favorabile condiții geomecanice.

5.2. ALEGEREA PROFILULUI ȘI DIMENSIONAREA SECȚIUNII TRANSVERSALE A PUȚURILOR VERTICALE

Profilul secțiunii transversale a puțurilor se alege în funcție de destinație și durata lor de serviciu, caracteristicile geomecanice ale rocilor și proprietățile materialelor de susținere. Prin prisma acestor criterii, în țara noastră sunt folosite frecvent profilele circulare. Cu totul izolat își găsește aplicabilitate și profilele dreptunghiulare la minele de minereuri, saline și unitățile I.P.E.G.

Profilul circular — pentru care materialul de susținere îl constituie betonul sau bolțarii — asigură puțului cea mai mare stabilitate chiar și în condiții geominere mai dificile. Explicația este dată de faptul că pentru astfel de profile, susținerea este solicitată mai mult la eforturi de compresiune, față de care betonul, bolțarii și rocile înconjurătoare dispun de rezistențe mecanice mai ridicate.

Dimensionarea secțiunii transversale ale puțurilor. Dimensionarea suprafeței transversale trebuie efectuată cu scopul de a se pune în concordanță capacitatea anuală de producție a minelor cu capacitatea de extracție a puțului, asigurarea debitelor de aer necesare minei și securitatea maximă la transportul producției.

Dimensionarea se efectuează, pe cale grafică, în funcție de gabaritele schipurilor sau colivilor, modul lor de amplasare în puț, distanțele dintre mijloacele de transport și susținere, dimensiunile și amplasarea compartimentului de circulație a personalului, locul de amplasare și dimensiunile conductelor de aer comprimat, apă, rambleu și cablurilor electrice.

Pe cale analitică dimensionarea secțiunii transversale se determină în funcție de producția anuală a minei și cuprinde următoarea succesiune:

Calculul capacității orare de extracție a puțului

$$A_k = \frac{K_N \cdot A}{N \cdot t} \quad [\text{t/h}] \quad (5.1)$$

unde: K_N este coeficientul de neuniformitate la transportul producției de puț ($K_N = 1,5$ pentru sectorul carbonifer; $K_N = 1,15 \dots 1,25$ pentru sectorul mineritului metalifer; A — producția anuală a minei, t/an; N — numărul zilelor lucrătoare pe an ($N = 300$); t — numărul orelor de funcționare a mașinii de extracție pentru transportul producției ($t = 20$ h).

Calculul producției extrase la o cursă

$$Q = \frac{4 \sqrt{H} + t}{3600} \cdot A_k \quad [\text{t}] \quad (5.2)$$

unde: H este înălțimea totală de extracție, m; t — timpul de staționare la încărcare-descărcarea schipurilor sau colivilor (tabelul XIX.49)

Calculul volumului schipurilor sau a vagonetelor

$$q = \frac{Q}{\gamma} \quad [\text{m}^3] \quad (5.3)$$

Tabelul XIX.49

Timpii de staționare a schipurilor și colivilor

Volumul schipului [m ³]	Timp de staționare [s]	Tipul colivilor	Număr de vagonete pe etaj	Timp de staționare [s]
5	7	Un etaj	1 vagonet	12
8	8	Două etaje	2 vag. pe fiecare platformă	30
15	15	Trei etaje	Idem	40
		Patru etaje	Idem	60

unde γ este greutatea volumică a substanței minerale utile, t/m³; Q — masa substanței minerale utile, t.

După determinarea volumului schipului, se adoptă valoarea tipizată apropiată de valoarea reieșită din calcul și se stabilesc dimensiunile finale (lungimea, lățimea și înălțimea schipului sau coliviei).

În țara noastră sunt folosite schipurile de 8 t (fig. XIX.162) ale căror caracteristici sunt redată în tabelul XIX.50.

La E. M. Lupeni se folosesc schipuri de 15 t cu dimensiunile: 2640 × 1010 × 24600 mm.

Dimensiunile colivilor se stabilesc în funcție de producția ce trebuie transportată pe puț și gabaritul vagonetelor. În tabelul XIX.51 sunt date caracteristicile tehnice ale colivilor folosite în industria noastră minieră, iar în tabelul XIX.52 gabaritele vagonetelor.

Între vagonet și pereții coliviei trebuie păstrată o distanță minimă de 50 mm. Se menționează, de asemenea, că pe fiecare m² din platforma coliviei trebuie să revină 5 persoane.

Pentru dimensionarea suprafeței puțului trebuie cunoscută, de asemenea: distanța dintre schip sau colivie și susținere, care are valoarea minimă de 200 mm; tipul și dimensiunile moazelor și ghidajelor (tabelul XIX.53); distanța dintre ghidaj și sania de ghidare, cu valoarea de 5 — 10 mm; dimensiunile compartimentului de circulație a personalului. Potrivit NDPM gurile podurilor de odihnă și de trecere a personalului trebuie să aibă secțiunea de minimum 0,6 × 0,7 m.

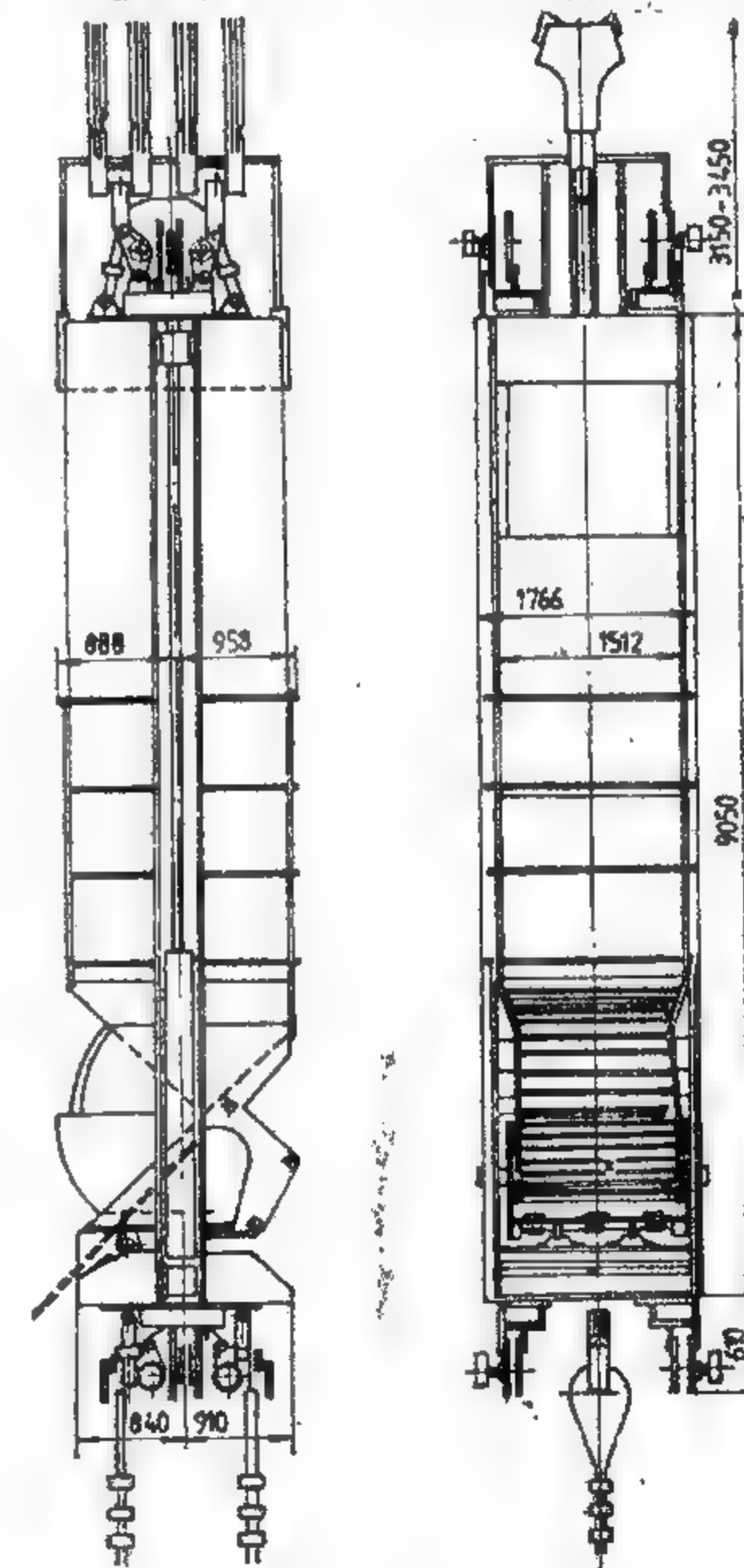


Fig. XIX.162. Vedere generală a unui schip de 8 t.

Tabela XIX.50

Caracteristicile tehnice ale schipurilor de 8 t folosite în minele din România

Sarcina statică maximă	30 · 10 ³ daN
Sarcina utilă maximă	8 · 10 ³ daN
Distanța dintre ghidaje	1636 mm
Dimensiunile de gabarit ale gurii de încărcare	4360 × 1750 × 1516 mm
Dimensiunile de gabarit ale gurii de descărcare	4160 × 1750 × 1512 mm
Dimensiunile de gabarit ale schipului	1746 × 1776 × 9050 mm
Masa netă	11 464 kg

Tabela XIX.51

Caracteristicile tehnice ale colivilor folosite în minele din România

	U/M	1/1	3/1	3/2	4/1	4/2
Număr de vagonete transportabile		1	3	6	4	8
Capacitatea vagonetului	l	1000	1000	1000	1000	1000
Număr pers. transportabile		8	30	45	64	48+8
Profilul ghidajelor din puț	mm	150 × 120	150 × 150	180 × 180	180 × 180	180 × 150
Distanța dintre ghidaje	mm	1020	1950	3070	3640	3640
Sarcina utilă transportabilă	kg	2500	4800	7200	6400	9600
Dimensiuni de gabarit:						
— lungime	mm	1950	—	3650	—	3650
— lățime	mm	1010	1010	1010	1010	1010
— înălțime	mm	2600	6600	6600	8600	8600
Masa netă	kg	1400	3300	6200	4200	8000

Tabelul XIX.52

Caracteristicile vagonetelor de mină de fabricație românească

Tipul vagonetului	Capacitatea cutiei [m ³]	Lungimea vagonetului după tam- ponare [mm]	Lățimea vagonetului [mm]	Ecartamentul [mm]	Masa netă [kg]
VF-0,6	0,6	1330	794	570; 600; 630	390
VF-0,75	0,75	1530	794	570; 600; 630	390
VF-1,00	1,00	1710	809	600; 630	550
VF-1D-00	1,00	1700	810	600; 630; 750; 760	554-582

Tabelul XIX.53

Dimensiunile moazelor și ghidajelor utilizate în minele din România

Tipul moazei	Dimensiuni [mm]		Tipul ghidajului	Dimensiuni [mm]
	Înălțime	Lățime		
Moază profil U-20	200	75	Lemn solid, profil drept- unghiular	150 × 120...180 × 180
Moază profil I-26	260	113	Ghidaj metalic din profil cornier	160 × 160

Suprafața puțului (S), reieșită din calcul, se verifică în funcție de viteza curentului de aer (v) și debitul necesar de aer (Q).

$$v \leq \frac{Q}{S} \quad [\text{m/s}] \quad (5.4)$$

Viteza maximă a curentului de aer în puțurile prin care se efectuează transportul de personal și producția este de 8 m/s, iar în puțurile de aeraj — 15 m/s.

După determinarea secțiunii transversale și verificarea ei la viteza de trecere a curentului de aer, se alege tipul și grosimea susținerii definitive. Cunoșcând grosimea susținerii definitive, se determină secțiunea de săpare a puțului:

$$S_s = \frac{\pi(D_L + 2T)^2}{4} \quad [\text{m}^2] \quad (5.5)$$

unde: D_L este diametrul în lumină a puțului, m; T — grosimea susținerii, m.

În țara noastră profilele puțurilor sînt tipizate. Tabelul XIX.54 prezintă atît parametrii de bază ale profilelor tipizate cît și modul de amplasare a vaselor de extracție

5.3. MĂSURI TEHNICO-ORGANIZATORICE PREMER-GĂTOARE CONSTRUCȚIEI ȘI CLASIFICAREA METODELOR DE SĂPARE A PUȚURILOR

Natura și volumul lucrărilor din perioada premergătoare. Construcția puțurilor poate fi împărțită în mai multe etape:

- etapa pregătitoare sau premergătoare;
- prima etapă de bază;
- a doua etapă de bază.

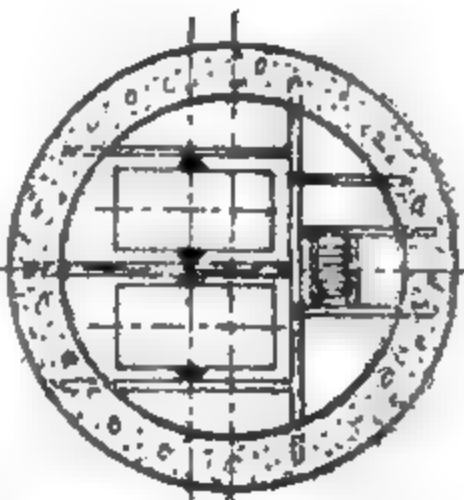
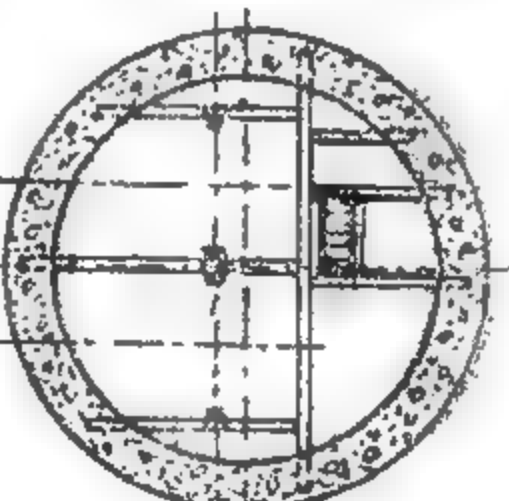
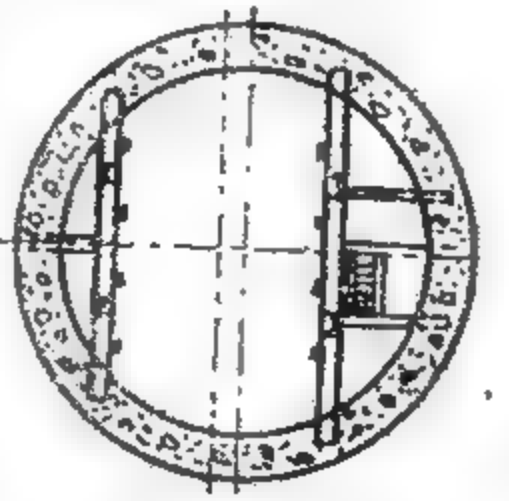
În etapa pregătitoare — se execută lucrările de pregătire a suprafeței viitoarei incinte miniere și lucrările geotehnice pentru viitoarele construcții sau fundații. În afară de:

Tabelul XIX.54

Modul de amenajare și de amplasare a schipurilor și colivilor în profilul puțurilor la minele din România

Nr. crt.	Tipul puțului	Diametrul util al puțului [m]	Suprafața profilului [m ²]		Tipul vasului de extracție	Schema de amplasare a vaselor de extracție în profilul puțului
			Utilă	În fază de execuție		
D	1	2	3	4	5	6

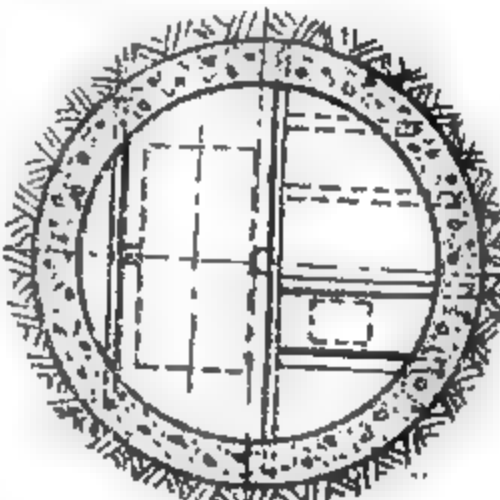
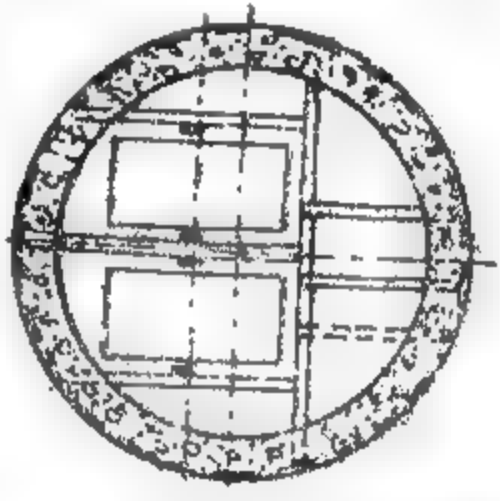
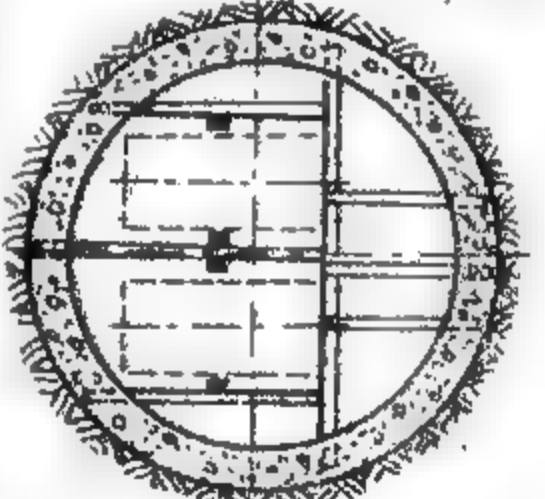
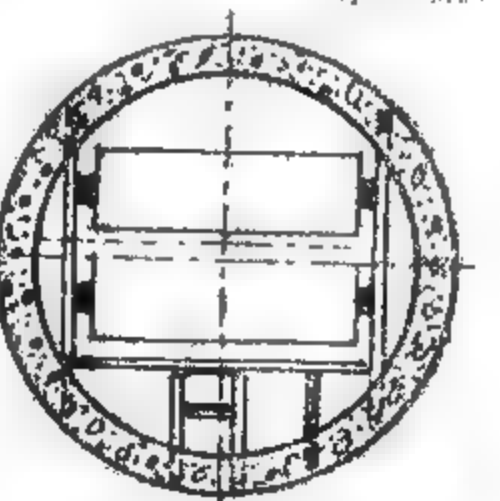
A. ÎN SECTORUL CARBONIFER

1	PB-4,0 (PZ-5,0)	4,0	12,56	18,90	2 colivii	
2	PB-5,0 (PZ-5,0)	5,0	19,62	28,30	2 colivii	
3	PB-5,0 (PZ-5,0)	5,0	19,62	28,30	2 schipuri	
4	PB-6,0	6,0	28,26	43,00	4 schipuri	

Tabelul 54 (continuare)

0	1	2	3	4	5	6
---	---	---	---	---	---	---

B. ÎN SECTORUL MINELOR DE MINEREURI

5	PB-3,1	3,1	7,50	11,90	o colivie cu contra greutate	
6	PB-4,0 (PZ-4,0)	4	12,56	18,90	2 colivii	
7	PB-4,4	4,4	15,30	23,00	2 colivii	
8	PB-5,0	5,0	19,60	25,50	2 colivii	
9	PB-5,0	5,0	19,60	25,50	2 schipuri	
10	PDL-9,2	—	9,20	12,70	2 colivii	

această, se procedează la dotarea cu utilaje pentru săparea și amenajarea puțurilor, executarea clădirilor utilizate pe perioada construcției, se montează utilajele necesare săpării puțului, executarea gurii puțului ș.a. În cazul săpării puțurilor prin metode speciale se pregătesc instalațiile și utilajele corespunzătoare. În fig. XIX.163 este prezentat un model de amenajare a suprafeței pentru începerea construcției puțului.

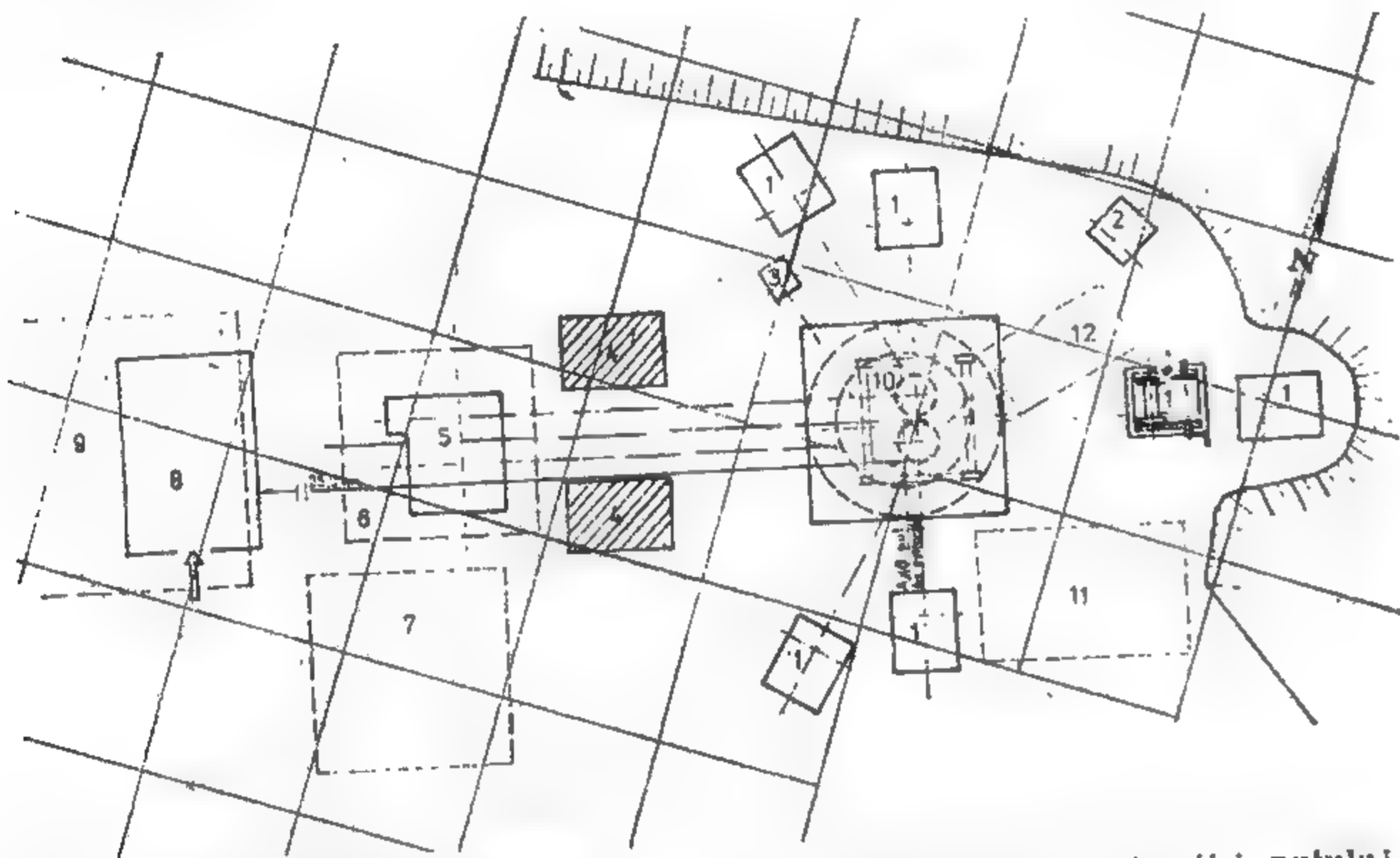


Fig. XIX.163. Amenajarea suprafeței în faza premărgătoare construcției puțului:

1 — trolii de manevră de 150 kN pentru deservirea cofrajului glisant și a podului mobil; 2 — troliu manual de 55 kN; 3 — troliu manual de 32 kN; 4 — fundație turn puț; 5 — troliu de extracție 2T-1200/800; 6 — casa troliului de extracție; 7 — depozit ciment; 8 — atelier mecanic; 9 — casa mașinii definitive de extracție; 10 — gulerul puțului; 11 — platformă depozitare agregate; 12 — betonieră BL-500.

În etapa pregătitoare se execută lucrări atât în cadrul suprafeței incintei industriale a minei (lucrări interioare) cât și lucrări în afara incintei (lucrări exterioare). Ca urmare, etapa pregătitoare se poate subdiviza la rândul ei în perioada pregătitoare în cadrul incintei și perioada pregătitoare din afara incintei (fig. XIX.164).

În prima etapă de bază — se execută, în principal, puțul și celelalte lucrări care permit apoi atacarea lucrărilor miniere orizontale și înclinate.

În a doua perioadă de bază — se execută lucrările miniere orizontale și înclinate, lucrările auxiliare și de reparații, se demontează utilajele folosite la construcția puțului și se pregătesc lucrările și instalațiile pentru ca mina să fie dată în exploatare.

Lucrările din etapa pregătitoare care se execută în afara incintei revin, de regulă, unor organizații specializate de construcții și montaj din cadrul altor ministere sau consilii populare. Prin organizațiile specializate se execută liniile de legătură magistrale cu lungime de peste 3 km, cum ar fi: cale ferată, șosea auto, linii de telecomunicații, linii electrice de înaltă tensiune și stații de transformare, conducte de alimentare cu apă și

construcții de captare, canalizare și instalații de epurare, conducte pentru alimentare cu gaze, abur ș. a.

Lucrările din etapa pregătitoare care se execută în interiorul incintei sunt cele de eliberare a suprafeței incintei și cele pentru dezvoltarea rațională a lucrărilor de construcție.

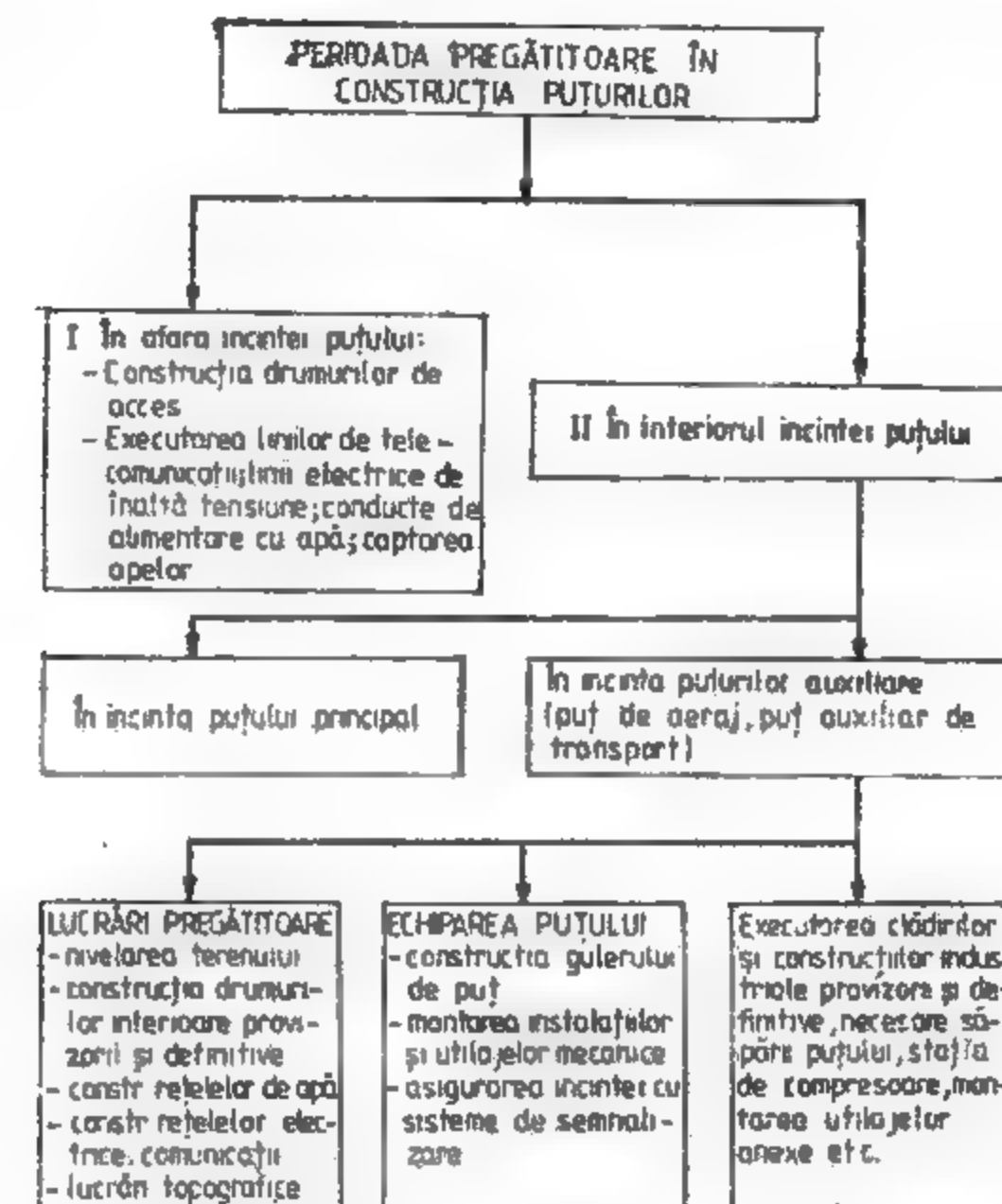


Fig. XIX.164. Schema cu lucrările executate în perioada premărgătoare.

Între acestea se menționează: lucrări topografice pentru viitoarele construcții; defrișarea terenului, montarea barăcilor, executarea fundațiilor pentru construcțiile și instalațiile definitive etc.

Succesiunea și durata de execuție a lucrărilor din etapa premărgătoare construcției puțurilor. În planul calendaristic general se stabilește dependența și ordinea de execuție a fiecărui obiect și se determină, de asemenea, necesarul de forță de muncă și resursele materiale.

În fig. XIX.165 este prezentat un exemplu cu eșalonarea în timp a lucrărilor executate în etapa pregătitoare, în incinta puțului.

Construcția gulerului de puț. Gura sau gulerul reprezintă tronsonul cu adâncimea de 10—30 m, cuprins între suprafață și rocile de bază (rocile nealterate). În cazul cind rocile de bază se extind pînă la suprafață, gulerul puțului constituie tronsonul cu o adâncime de aproximativ 10 m, cota finală fiind situată cu 2—2,5 m sub nivelul vetrei canalului de aeraj.

Proiectul pentru construcția gulerului de puț cuprinde alegerea schemelor tehnologice de săpare, alegerea utilajelor, valoarea indicatorilor tehnico-economici care trebuie realizați și desenele de execuție.

Schemele tehnologice de săpare se aleg în funcție de: diametrul puțului și adâncimea gulerului de puț; tipul rocilor acoperitoare și a rocilor de bază, materialul și tipul susținerii, metoda de construcție a puțului și posibilitatea utilizării turnului definitiv

Nr. crt.	SPECIFICAȚIA LUCRĂRILOR	CANTIT.	Nr. sch. zi	AVANSUL		DURATA		1984											
				sch.	zi	zi	luni	TRIM. III			TRIM. IV			TRIM. I			TRIM. II		
								VII	VIII	IX	X	XI	XII						
1	Săparea, susținerea gulerului și pînțelului de reazem	5m	3	—	—	25,5	1												
2	Montarea turnului de extracție definitiv	h=16m	2	—	—	13	0,5												
3	Casa mașini de extracție pentru săpare	6x6x3	2	—	—	12	0,5												
4	Montaj instalație de extracție	1	1	—	—	25,5	1												
5	Montaj instalații săpare-betonare	1	2	—	—	12	0,5												
6	Montare poduri de siguranță	—	3	—	—	8	0,3												
7	Montaj utilaje de manevră (troler)	—	2	—	—	51	2												

Fig. XIX.165. Grafic cu eșalonarea în timp a lucrărilor din etapa pregătitoare.

și instalației definitive de extracție, utilajele folosite pentru încărcarea și evacuarea rocii; valoarea sarcinilor verticale dezvoltate de construcțiile de suprafață.

Întrucât gurilele de puț traversează roci acoperitoare instabile cu rezistențe mecanice reduse, atât grosimea susținerii cît și configurația conturului exterior al susținerii sînt proiectate după criteriile care au în vedere, în primul rînd, siguranța și securitatea întregii construcții. Pentru a asigura stabilitatea gulerului de puț, conturul exterior al susținerii se execută de obicei în formă de trepte. Grosimea susținerilor pentru prima treaptă are valoarea de 1,2—1,5 m, iar în treapta inferioară 0,6—0,8 m. În etapa actuală gurilele de puț se construiesc în următoarele patru variante (fig. XIX. 166 și tabelul

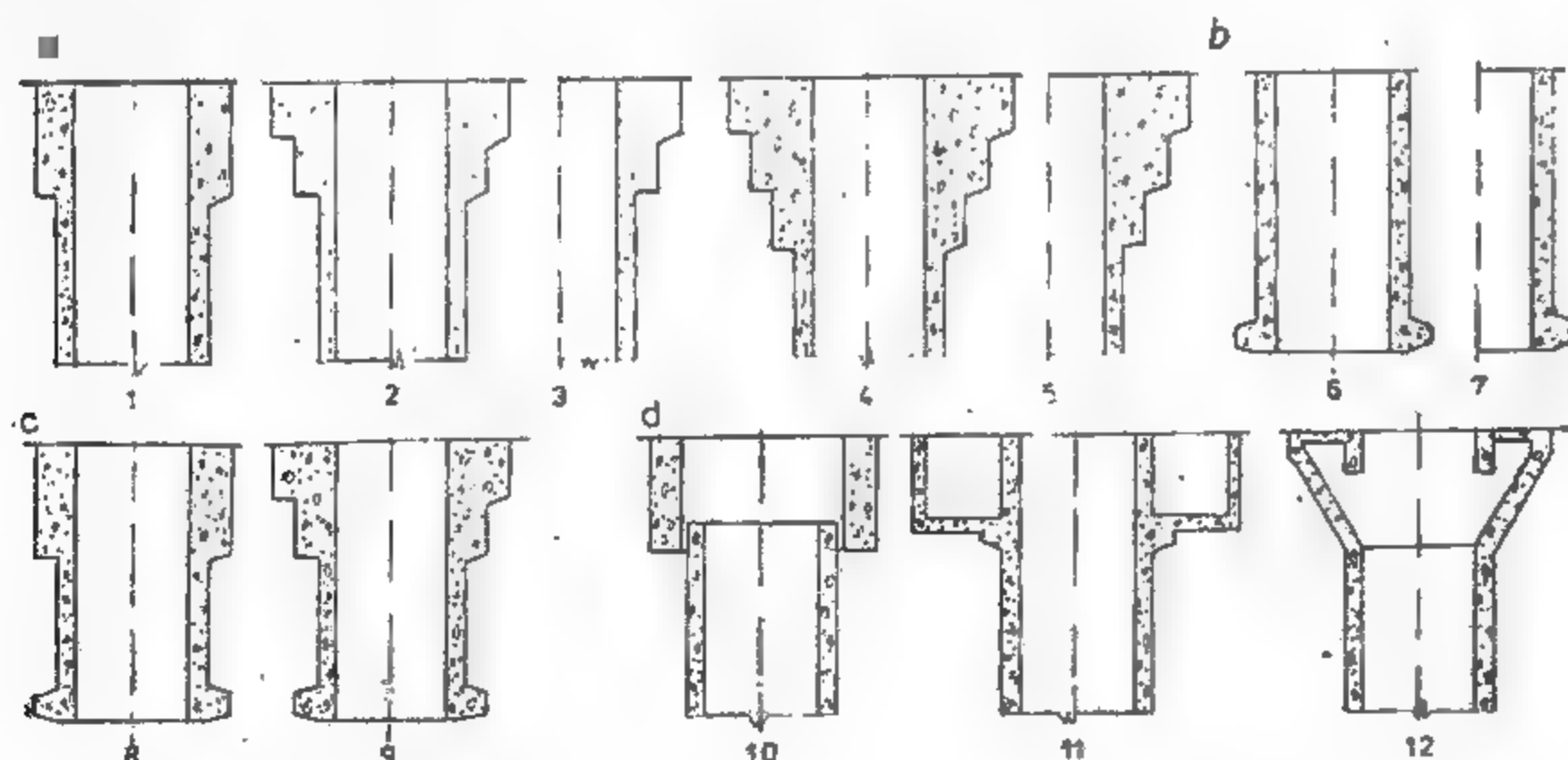


Fig. XIX.166. Clasificarea schemelor de construcție a gulerului de puț.

XIX.55): în trepte (a), cilindrice (b), combinate (c) și speciale (d). Se pot nominaliza cinci scheme tehnologice de construcție a gulerelor de puț care potrivit clasificării din tabelul XIX.56 sînt grupate în: *scheme fără turn de extracție* și *scheme cu turn de extracție*.

În țara noastră și străinătate și-au găsit o largă aplicabilitate *schema succesivă cu instalații mobile de încărcare a rocii* și *schema succesivă cu turn de extracție provizoriu și instalație de extracție pronizorie sau definitivă*,

Tabelul XIX.55

Clasificarea gulerelor de puț

Tipul gulerului de puț (fig. XIX.166)	Caracteristica gulerului de puț	Domeniul de aplicare
1—3	Una sau două trepte cu suprafața de sprijin plană sau conică	Sarcini verticale de valoare medie și redusă. Rocii compacte. Lipsa canalelor de aeraj în guler. Adâncimea gulerului de maximum 5 m. Diametrul util pînă la 6 m.
4—5	Guler cu trei trepte avînd suprafața de sprijin plană sau conică	Sarcini verticale medii și de valoare ridicată. Rocii cu tărie redusă. Lipsa canalelor de aeraj. Adâncimea pînă la 6 m. Diametrul util pînă la 6 m.
6—7	Cilindric cu una sau două picioare de reazem de formă conică sau biconică	În situațiile cînd în guler se prevede construcția canalelor de aeraj, prezența unor roci cu diferite rezistențe. Puțuri cu diferite diametre și sarcini de diferite valori. Adâncimea gulerului pînă la 15 m.
8—9	Guler constituit din una sau două trepte, cu suprafața de sprijin plană sau conică și prevăzut cu 1—2 picioare de sprijin	O parte din construcțiile industriale din jurul puțului se sprijină chiar pe gulerul puțului. În gulerul puțului sînt prevăzute canale de aeraj. Indicate pentru roci cu tărie redusă.
10—11	Guler de puț cu diametru mărit și galerii de centură	Construcția puțurilor prin congelare.
12	Guler conic	Pe gulerul puțului se montează turnul definitiv de extracție.

Tabelul XIX.56

Clasificarea schemelor de construcție a gulerelor de puț

Scheme fără turn de extracție

- | | |
|---|---|
| I. Schema succesivă de construcție a gulerului de puț cu instalații mobile de încărcare și transport a rocii. | II. Schema concomitentă de construcție a gulerului de puț cu instalații mobile de încărcare și transport a rocii. |
|---|---|

Scheme cu turn de extracție

- | | |
|--|---|
| III. Schema succesivă de construcție a gulerului de puț cu turn de extracție provizoriu și instalație de extracție provizorie. | IV. Schema concomitentă de construcție a gulerului de puț cu turn definitiv de extracție și instalație definitivă de extracție. |
|--|---|

- V. Schema concomitentă de construcție a gulerului de puț cu turn definitiv de extracție și instalație definitivă montată în turn.

Schema succesivă cu folosirea instalațiilor mobile de extracție. Săparea și susținerea provizorie a gulerului de puț se efectuează pe întreaga sa adâncime până la nivelul rocilor de bază, urmată de executarea susținerii definitive în sens ascendent (fig. XIX. 167).

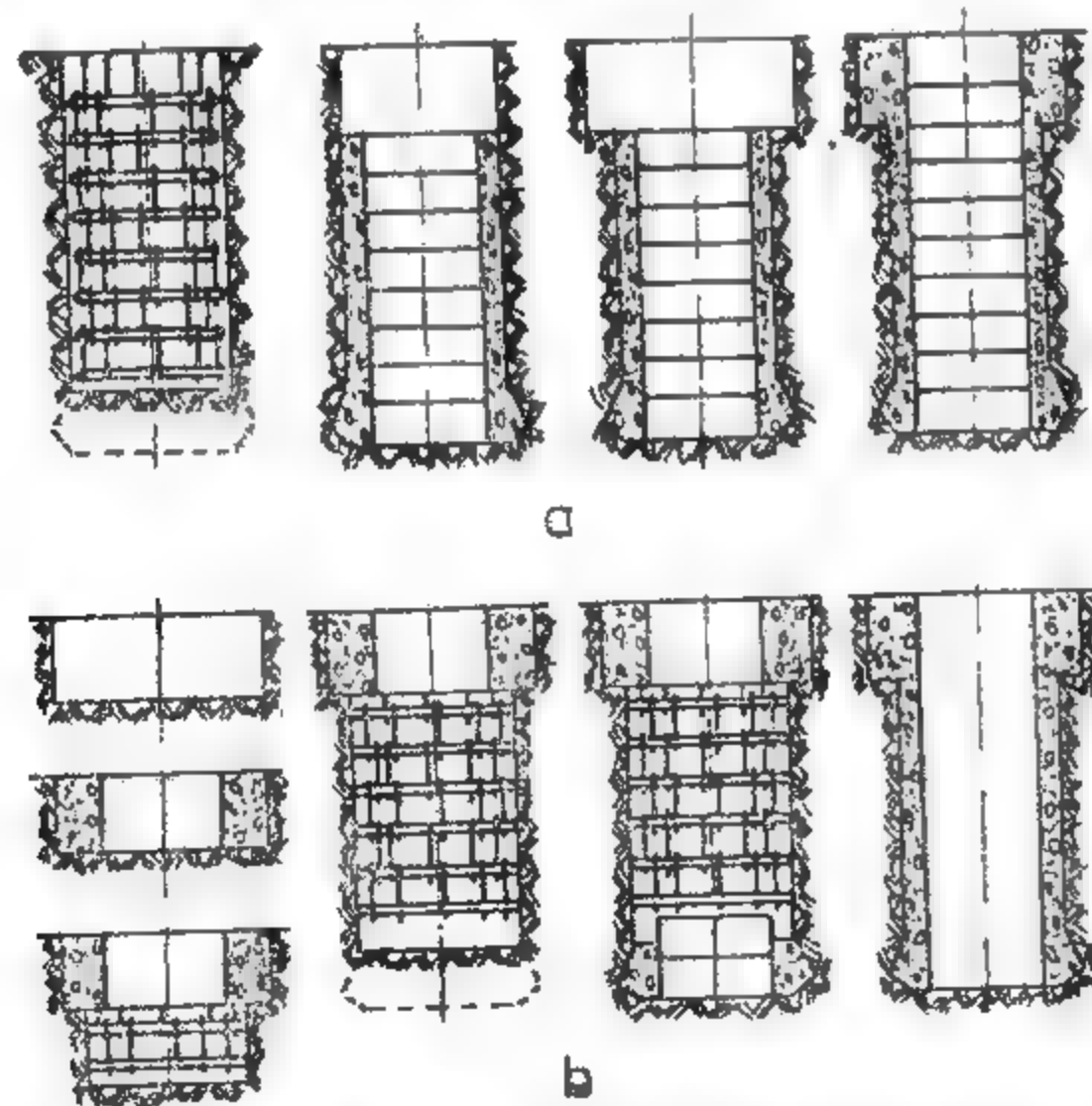


Fig. XIX.167. Etapele tehnologice de construcție a gulerului de puț, în cadrul schemei succesive.

Pentru început se efectuează delimitarea conturului puțului, fixarea axului puțului etc. Ținând seama că majoritatea rocilor acoperitoare sunt constituite din bolovanișuri, grohotișuri, nisipuri, loessuri și pământuri loessoide ș.a., se recomandă ca excavarea lor până la adâncimea de 3—3,5 m să se realizeze mecanizat cu ajutorul autocraanelor, sau excavatoarelor echipate cu cupă întoarsă. Continuarea procesului de excavare este admisă numai după montarea ramei șablon (fig. XIX.168). Rama șablon reprezintă un cadru

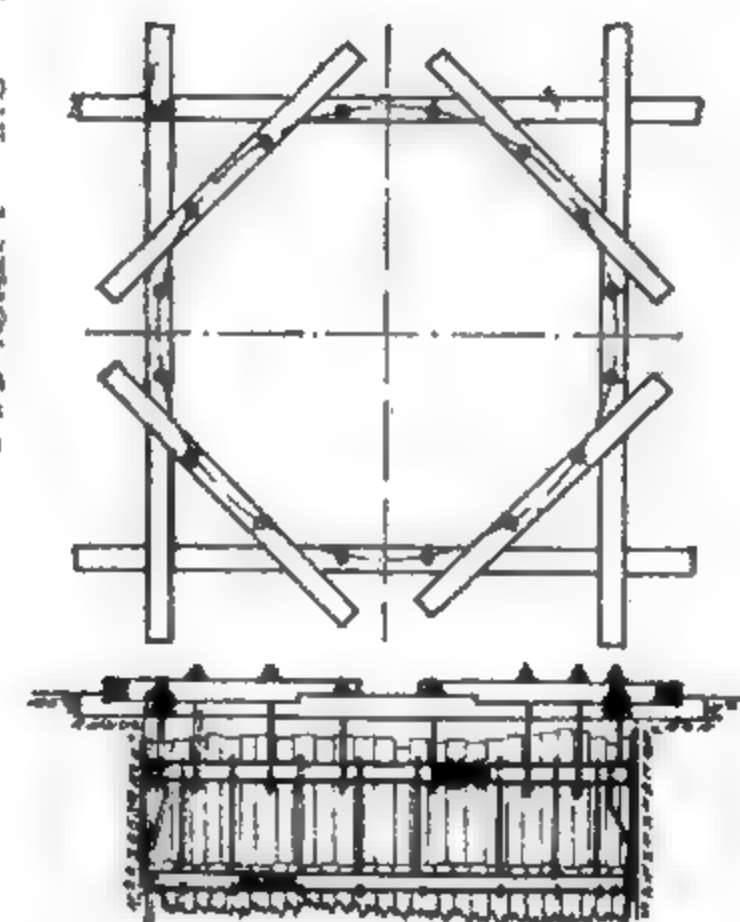
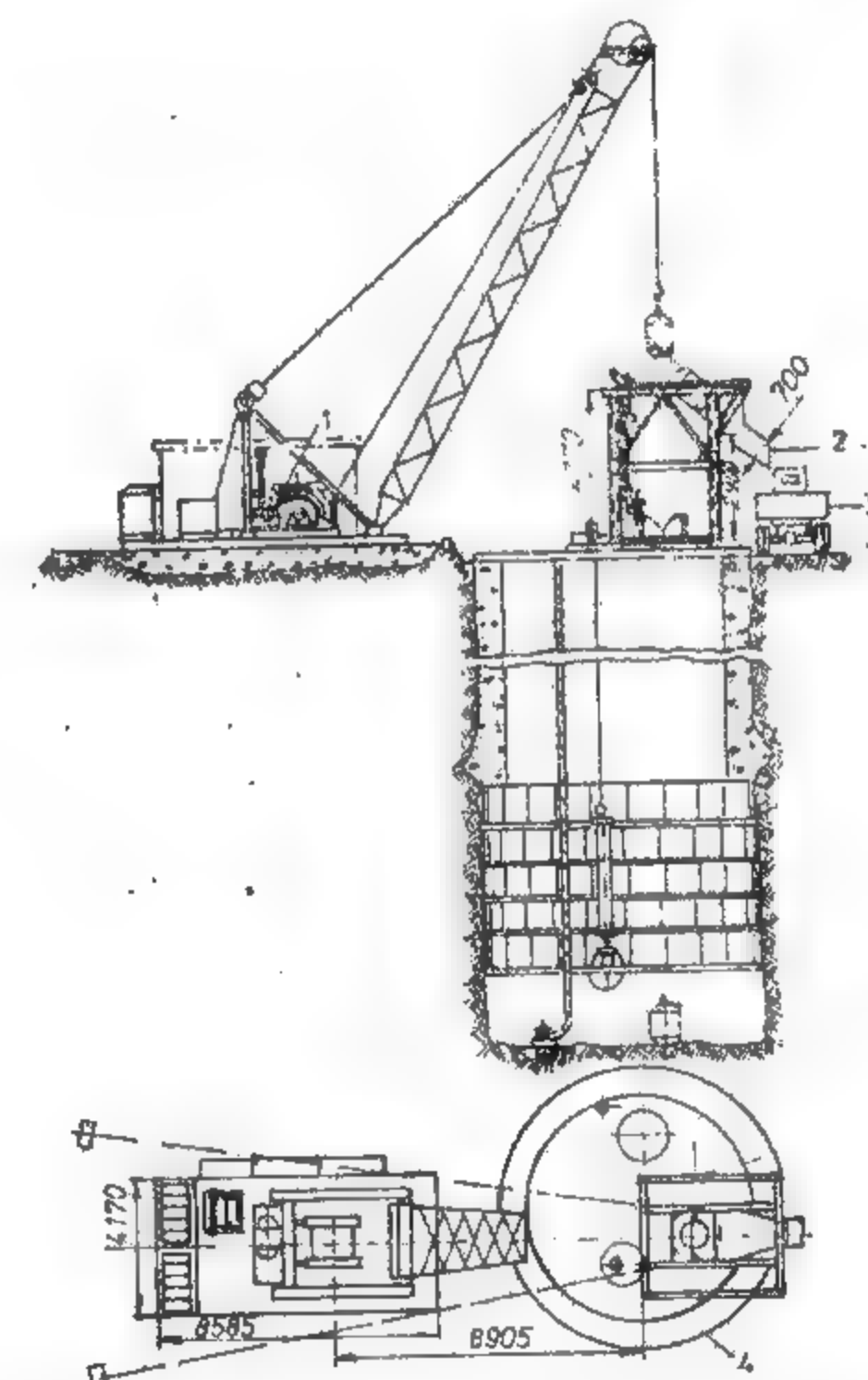


Fig. XIX.168. Rama șablon.

Fig. XIX.169. Troliu mobil de extracție:
1 — troliu; 2 — siloz; 3 — autobasculantă; 4 — conturul puțului.

executat din lemn fasonat cu laturile de 250 × 250 mm, ori din grinzi metalice laminate cu profil I sau U, care servește pentru delimitarea conturului gulerului de puț.

Rama șablon se acoperă cu scinduri și este prevăzută cu uși care trebuie să stea permanent închise pentru a proteja muncitorii din fața frontului de lucru. În rocile cu tărie medie și ridicată dislocarea lor din masiv se efectuează prin perforare-împușcare, iar transportul la suprafață cu ajutorul chibrelor de 0,3—0,5 m³. Ridicarea chibrelor la suprafață se poate realiza cu ajutorul automacaralelor pentru adâncimi până la 10 m, iar pentru adâncimi mai mari de 10 m pot fi folosite trolii de extracție sau diferite instalații mobile de extracție (fig. XIX.169).

Productivitatea la încărcarea și transportul rocii cu instalațiile prezentate poate înregistra valori de 7—8 m³/h.

Evacuarea apelor se realizează cu chible, pentru debite reduse, și pompe atunci când debitele sînt mai mari de 3—5 m³/h.

Pe măsura avansării în profunzime a frontului de lucru, pereții gulerului de puț trebuie susținuți cu inele metalice din profile U-18 (fig. XIX.170), și bandajarea spațiului

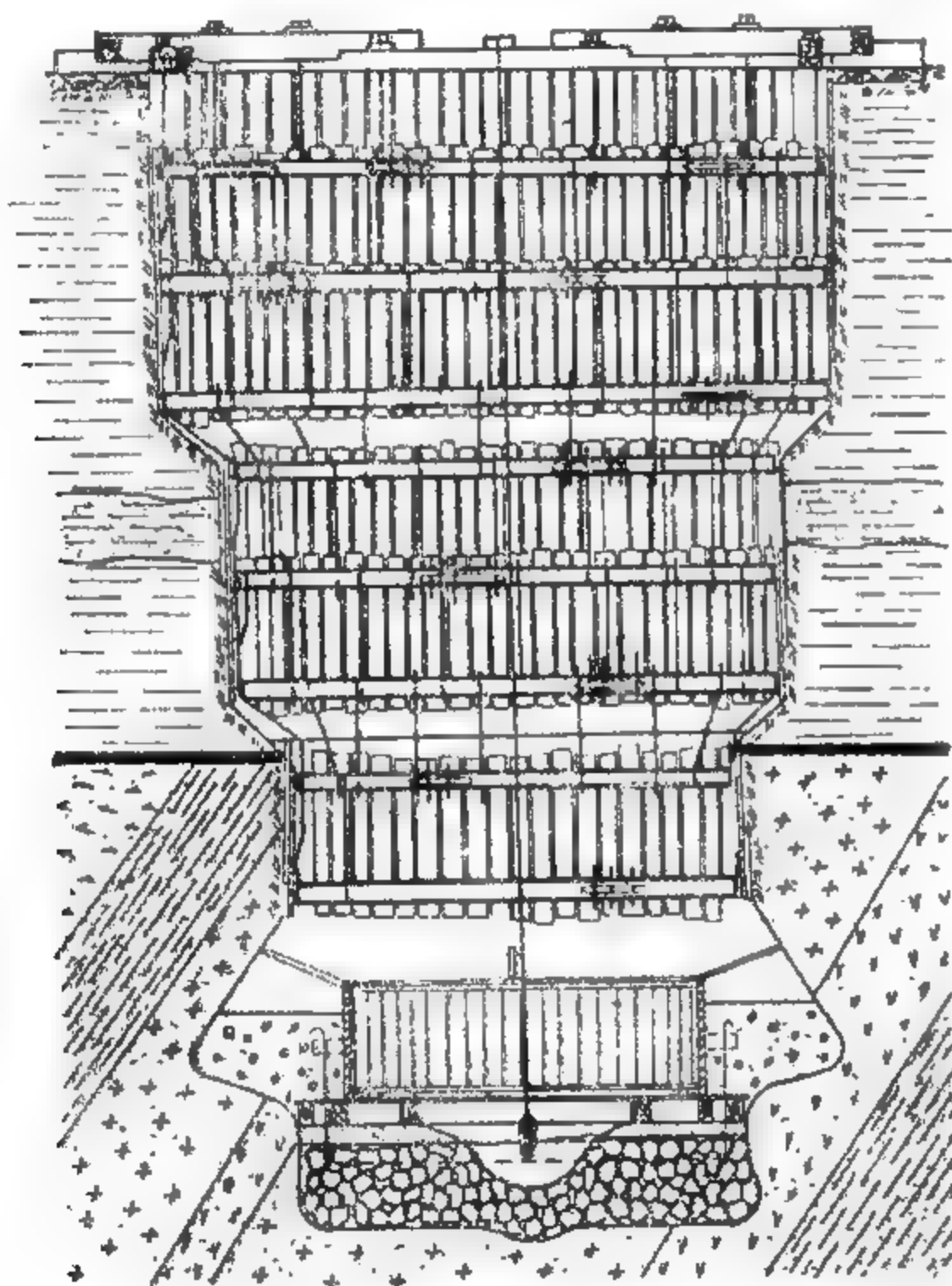


Fig. XIX.170: Susținerea provizorie a gulerului de puț și construcția piciorului de sprijin.

dintre inele cu scinduri de brad, jumătăți de lemn sau plasă metalică. Distanța pe verticală dintre inele se alege în funcție de stabilitatea rocilor și are valoarea cuprinsă între 0,5—1,0 m. Inelele sînt legate între ele pe verticală cu cîrlige metalice avînd diametrul de 30—32 mm. Se recomandă, de asemenea, ca între inele, pe perimetrul gulerului de puț la distanțe de 2,5—3 m să se monteze strîngători din lemn rotînd cu diametrul de 120—140 mm.

Lucrările de săpare și susținere provizorie continuă cu tehnologia prezentată pînă cînd gulerul ajunge în rocile de bază. În aceste roci lucrările de săpare mai avansează

cu încă 0,8—2,0 m, pentru executarea piciorului de sprijin (fig. XIX.170). Pentru susținerea definitivă a gulerului de puț se recomandă betonul B-200 preparat la suprafață în betoniere de cîte 500 l. Avînd în vedere solicitările intense ale gulerului de puț, uneori pentru susținere se folosește betonul armat, armăturile metalice fiind executate din OB-37 cu diametrul 12—20 mm (fig. XIX.171). Susținerea din beton sau beton armat se execută în sens ascendent, de la nivelul piciorului de sprijin. Betonul preparat la suprafață poate fi transportat în spatele cofrajului prin conducte metalice cu diametrul de 150 mm (fig. XIX.172). Pentru cofraje se folosesc cîntre metalice din OL-38 profil U-18, U-20 sau panouri metalice. Preîntîmpinarea pătrunderii apelor de la suprafață în puț se asigură prin suprainălțarea susținerii definitive a gulerului cu 20—25 cm deasupra nivelului solului. Pe măsura executării susținerii definitive se stabilește locul de racordare dintre gulerul puțului și canalul de aeraj sau celelalte canale prevăzute în proiect (fig. XIX.173). După executarea susținerii definitive, rama-sablon se demontează și se înlocuiește cu un pod fix de protecție sau un pod definitiv de săpare care se consolidează în susținerea definitivă a gulerului de puț (fig. XIX.174).

Pe podul fix se suspendă firul de plumb central și firele periferice. Potrivit N.D.P.M. este necesar ca la cel mult 20 m sub podul fix de protecție să se execute și al doilea pod fix. Ambele poduri trebuie prevăzute cu uși ce se vor deschide și închide alternativ la trecerea chiblei.

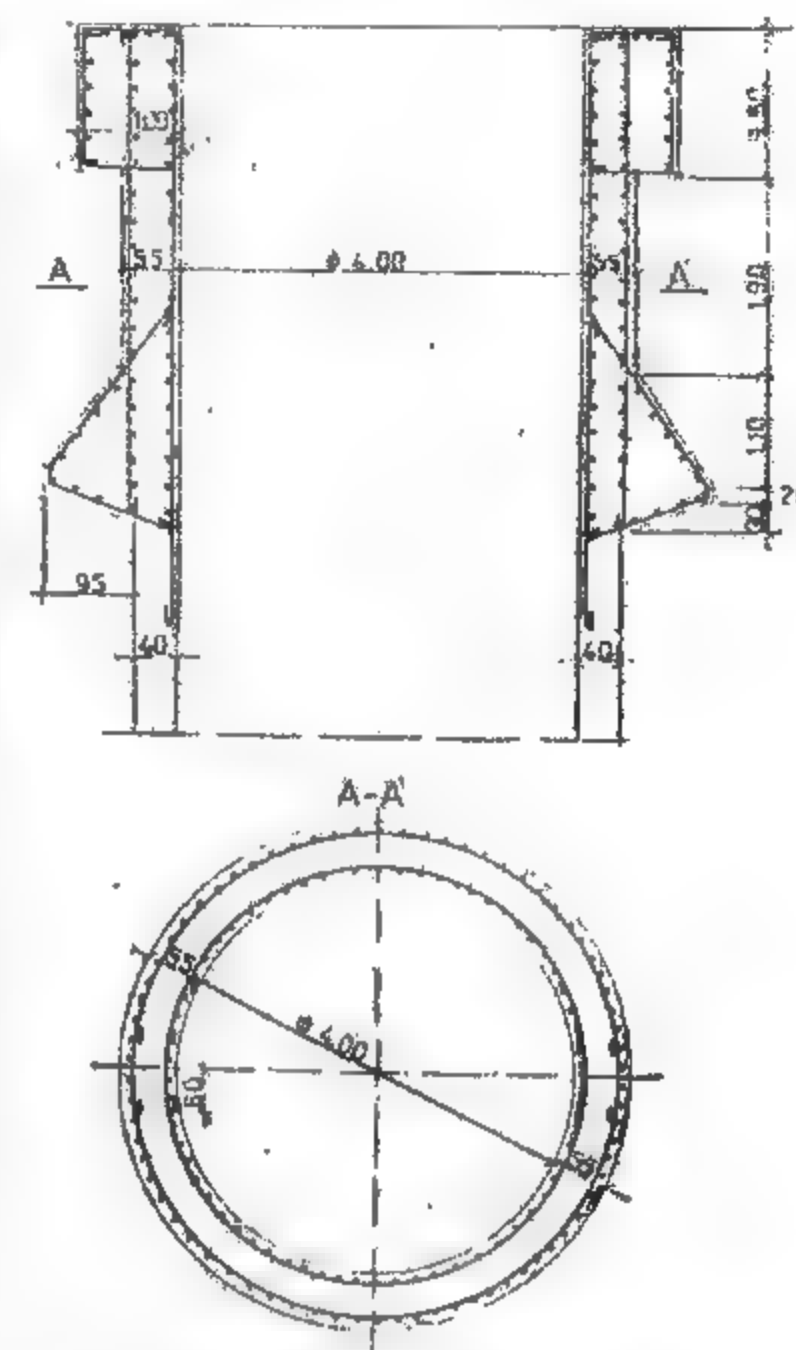


Fig. XIX.171: Susținerea în beton armat a gulerului de puț.

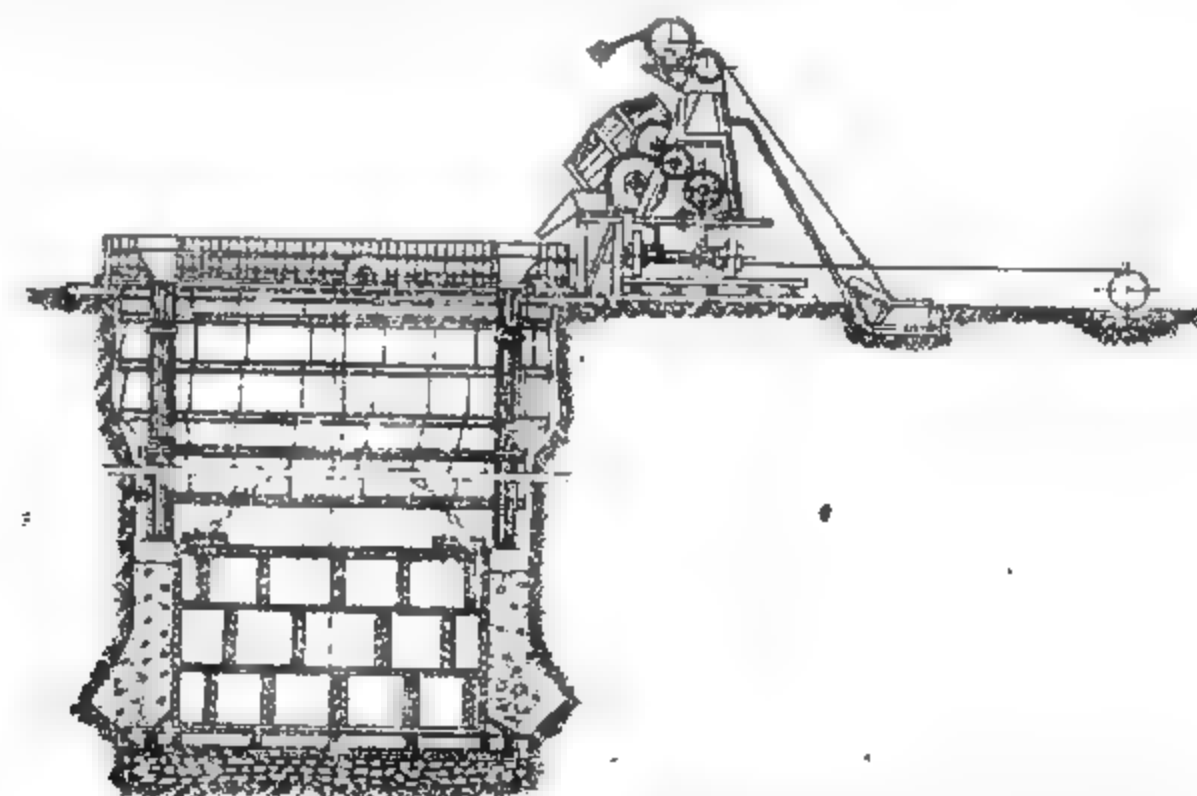


Fig. XIX.172: Tehnologia susținerii în beton a gulerului de puț.

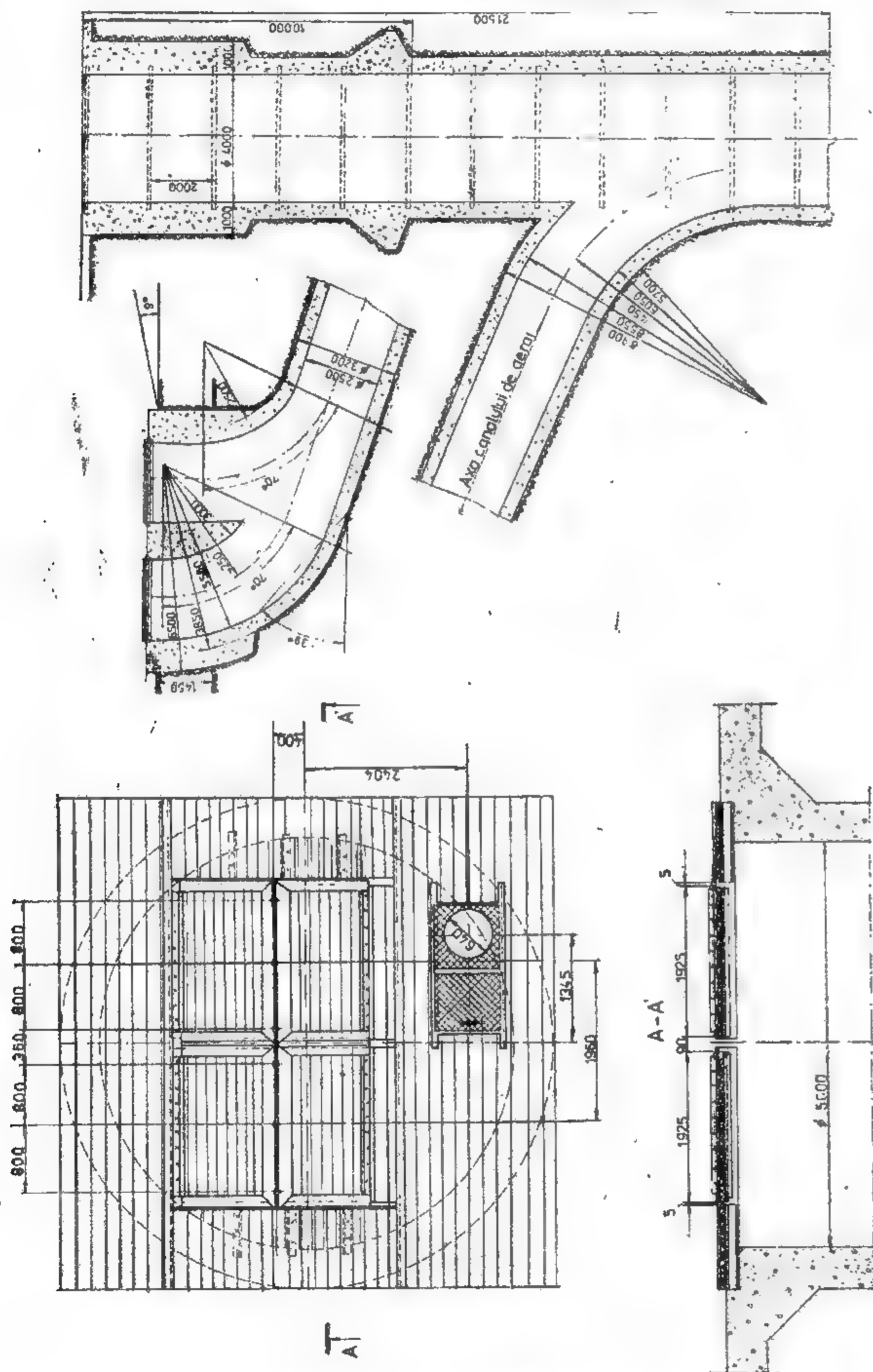


Fig. XL.173. Racordarea dintre caialul de aeraj și puț.

Fig. XIX, 174. Pod fix de săpare.

Schema succesivă cu turn de extracție provizoriu. Este identică cu schema descrisă mai înainte, cu deosebire că folosește turn de extracție provizoriu și instalație de extracție provizorie.

Dezavantajele schemelor succesive în construcția gulerelor de puț sînt determinate de mecanizarea limitată în executarea susținerii provizorii, consum mare de muncă pentru montarea și demontarea inelelor metalice și ca urmare realizarea unor viteze de execuție de 15—20 m pe lună. Se menționează, de asemenea, consum mare de timp și de muncă pentru montările și demontările de utilaj, în faza de trecere la executarea propriu-zisă a puțului.

Costul execuției gulerului de puț, ca unul din criteriile de alegere a schemelor, presupune determinarea și compararea costului de săpare a 1 m de lucrare. Parametrii care intră în calculul costului au în vedere cheltuielile pentru lucrările pregătitoare, echiparea puțului, săparea gulerului de puț, ca și lucrările prestate pentru reechiparea frontului de lucru în vederea trecerii la construcția propriu-zisă a puțului.

Impermeabilizarea gulerelor de puș. Impermeabilizarea constă în izolarea susținerii prin crearea unui ecran sau a unui cilindru exterior din materiale impermeabile. În cele mai multe cazuri se folosește impermeabilizarea rocilor prin injectarea unor soluții de ciment, rășini sintetice, bitum, soluții argiloase.

Teoretic, procedeele menționate sînt recomandate atunci cînd debitele apelor de infiltrație au valori mai mari de $8 \text{ m}^3/\text{h}$. În situația unor debite mai mici ($0,8-1,5 \text{ m}^3/\text{h}$), în Valea Jiului s-a experimental impermeabilizarea susținerii cu beton hidro-tehnic și peliculă hidroizolantă din bitum. Gulerile de puț cuprind două tronsoane: cel inferior cu înălțimea de 8 m , susținut în beton cu grosimea de 1500 mm și tronsonul superior cu înălțimea de 12 m , susținut de asemenea în beton cu grosimea finală de 2500 mm . Tehnologia de lucru prevede patru faze tehnologice (fig. XIX. 175). În faza I are loc săparea și susținerea provizorie a gulerului de puț, urmată de executarea în sens

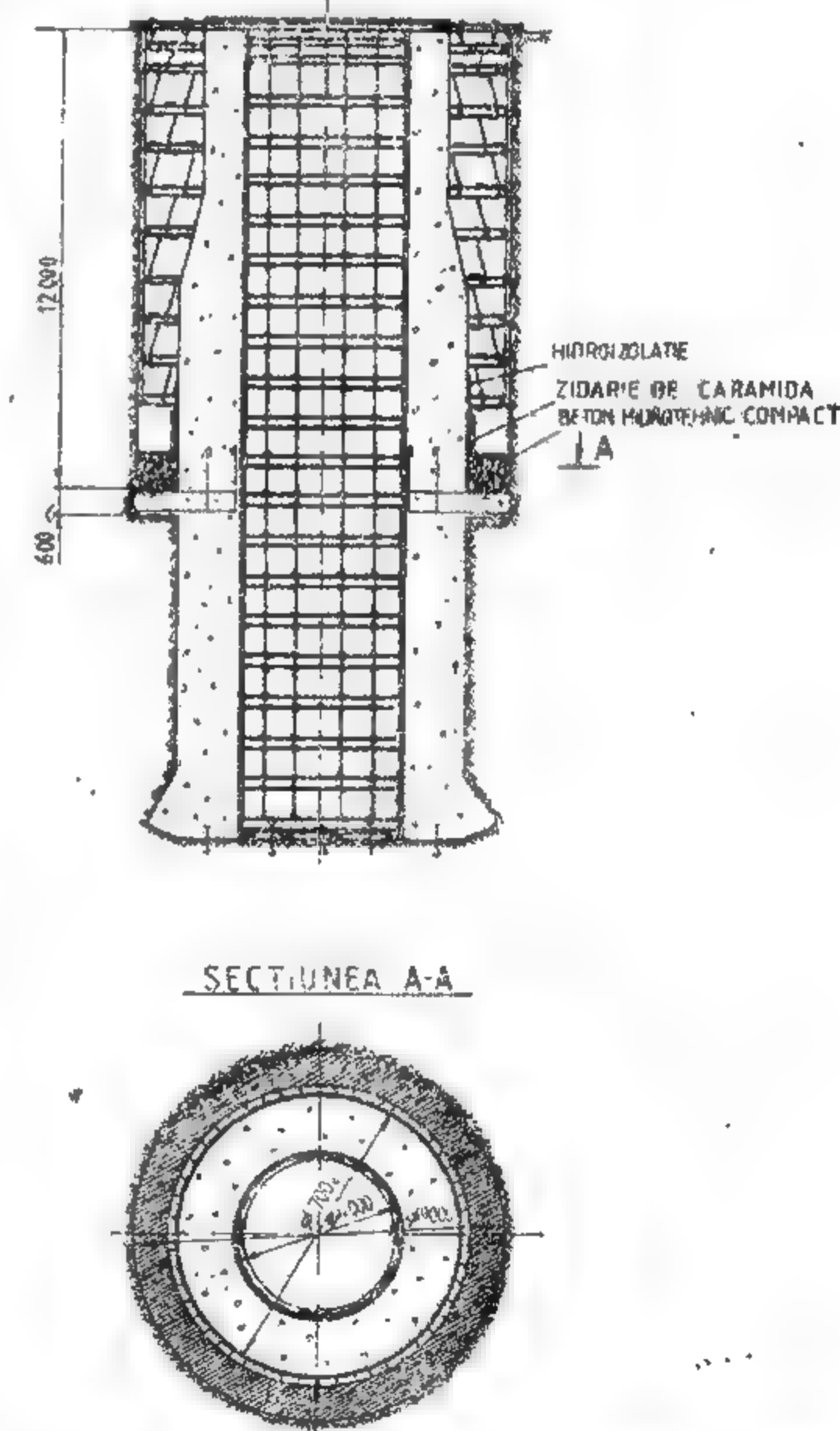


Fig. XLX.175. Hidroizolarea gulerului de put.

ascendent a susținerii definitive din beton B-200, cu grosimea variabilă de 1000—1500 mm.

În faza a III-a se prevede executarea unui făgaș circular cu lățimea cuprinsă între 1000—1500 mm, pe conturul exterior al susținerii. Faza IV-a cuprinde realizarea centurii înclare de hidroizolație din bitum cauciucat cu grosimea de 30 mm, sub protecția unei zidării de cărămidă și turnarea betonului hidrotehnic cu grosimea de 920 mm. Procedul descris are avantajul că asigură protejarea susținerii gulerului de puț cu investiții minime și începerea construcției gulerului de puț într-un timp minim.

Dimensionarea susținerii gulerului de puț. Gulerul puțului este solicitat de sarcini verticale și orizontale. Sarcinile verticale sînt constituite din greutatea proprie a susținerii, greutatea turnului definitiv, greutatea mașinii de extracție și a utilajelor anexe care se sprijină pe susținere. Sarcinile orizontale sînt date de presiunea hidrostatică (în cazul rocilor acvifere), presiunea rocilor înconjurătoare, solicitările suplimentare ale fundațiilor pe care se sprijină construcțiile din jurul puțului.

Presiunile verticale sînt, de obicei, mai mari în comparație cu cele orizontale, motiv pentru care calculele se efectuează față de acțiunea acestor solicitări.

Sarcinile verticale care acționează pe susținerea gulerului de puț se pot calcula cu expresia:

$$P_v = \mu \Sigma P + Q_s \quad [\text{kN}] \quad (5.6)$$

în care: μ este coeficientul de suprasolicitare, egal cu 1,2—1,4;

$\Sigma P = P_1 + P_2 + \dots + P_n$ — suma sarcinilor verticale dezvoltate de construcțiile de la suprafață, care se transmit prin fundațiile lor asupra susținerii gulerului de puț, kN;

Q_s — greutatea propriu-zisă a susținerii gulerului de puț, kN.

Sarcinile orizontale:

$$q = (q_1 + q_2 + q_3) \quad [\text{MPa}] \quad (5.7)$$

unde: q_1 este presiunea rocilor înconjurătoare, MPa;

q_2 — presiunea apelor din lentilele cu nisipuri acvifere, MPa;

q_3 — presiunea suplimentară dată de influența construcțiilor de la suprafață și amplasate în jurul puțului, MPa.

Dimensionarea grosimii susținerii gulerului de puț se efectuează prin două metode de calcul:

a) în funcție de tensiunea de compresiune admisă în materialul susținerii și valoarea sarcinilor verticale;

b) în funcție de tensiunile admise în materialul susținerii și valoarea presiunilor orizontale.

Pentru dimensionarea după primul criteriu este indicată expresia:

$$C = \sqrt{\frac{D_0^2}{2} + \frac{P_v}{\pi R_s}} - \frac{D_0}{2} \quad (5.8)$$

Pentru cel de-al doilea criteriu se propune relația:

$$C = \frac{D_0}{2} \left(\sqrt{\frac{R_s}{R_s - 2p_{max}}} - 1 \right) \quad (5.9)$$

În formulele de mai sus, D_0 reprezintă diametrul puțului în lumină, m; P_v — sarcinile verticale transmise asupra rocilor în care se amplasează piciorul de sprijin al gulerului, kN; R_s — tensiunile de compresiune admise în susținerea din beton, MPa; p_{max} — presiunea orizontală maximă care solicită susținerea, MPa.

Grosimea susținerii în secțiunea periculoasă, din condiția de rezistență la rupere a betonului (R_R), se verifică cu expresia:

$$C = \sqrt{\frac{D_0^2}{2} + \frac{P_v}{\pi R_R}} - \frac{D_0}{2} \quad (5.10)$$

Înlocuind în expresia de mai sus pe R_R cu tensiunea reală σ_A și efectuind operațiile necesare, se obține formula pentru determinarea tensiunilor de tracțiune în secțiunea cea mai periculoasă din gulerul puțului:

$$\sigma_A = \frac{P_v}{\pi C(D_0 + C)} \quad (5.11)$$

Pentru preîntîmpinarea deformării și distrugerii susținerii trebuie respectată condiția:

$$\sigma_A \leq R_s \quad (5.12)$$

Clasificarea metodelor de săpare a puțurilor. Metodele de săpare a puțurilor sînt clasificate — în funcție de proprietățile rocilor străbătute și afluențele de apă — în trei grupe. În prima grupă sînt cuprinse metodele obișnuite, indicate rocilor cu tărie medie și ridicată și cu afluențe mici de apă. Grupa doua se referă la metode speciale recomandate condițiilor geominierie dificile caracterizate prin prezența rocilor instabile, a nisipurilor acvifere și a rocilor foarte fisurate prin care se infiltrează ape la debite mai mari de 8 m³/h. Grupa treia are în vedere executarea puțurilor prin forare, alții rocile instabile cit și în cele cu stabilitate medie.

5.4. SĂPAREA PUȚURILOR PRIN PERFORARE ȘI ÎMPUȘCARE

5.4.1. SCHEME TEHNOLOGICE DE SĂPARE A PUȚURILOR PRIN PERFORARE-ÎMPUȘCARE

În funcție de modul cum se succed sau se suprapun în timp și spațiu cele două operații fundamentale de săpare și de susținere definitivă, puțurile pot fi executate cu una din următoarele scheme tehnologice: succesivă, paralelă și concomitentă.

Schema succesivă (fig. XIX, 176). Potrivit acestei scheme săparea și susținerea definitivă a puțurilor se realizează pe tronsoane cu o înălțime de 25—30 m. Astfel, mai întâi se execută săparea și susținerea provizorie cu inele metalice a tronsonului de lucru pînă la limita lui inferioară (fig. XIX, 176, a). În continuare, la baza tronsonului

se execută lăcașul piciorului de sprijin care se betonează (fig. XIX.176 b), după care se montează susținerea definitivă a puțului în sens ascendent.

Susținerea definitivă la această schemă se realizează în general în zidărie de bolțari și mai rar în beton monolit.

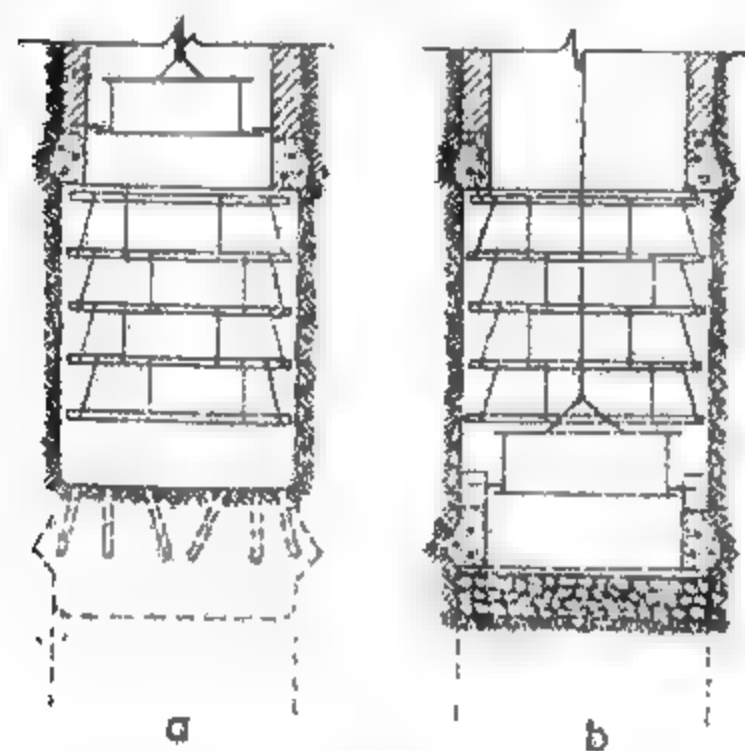


Fig. XIX.176. Schema succesivă de construcție a puțurilor.

Datorită discontinuității procesului de săpare și de susținere definitivă a puțului, precum și a volumului mare de muncă și de timp afectat atât susținerii provizorii cât și definitive, vitezele de construcție cu această schemă sînt reduse (15—30 m/lună).

În practică, schema succesivă se aplică în condițiile în care rocile traversate au o stabilitate mică și necesită o susținere provizorie imediată, iar adîncimea puțurilor nu depășește 150 m.

Schema paralelă (fig. XIX.177) se caracterizează prin executarea susținerii definitive în același timp cu săparea, însă cu decalarea în spațiu a celor două fronturi de lucru.

În funcție de stabilitatea rocilor traversate și de susținerea definitivă folosită, schema paralelă se aplică în practică în trei variante:

- cu susținerea provizorie a puțului în inele metalice (fig. XIX.177, a);
 - cu scut metallic de protecție (fig. XIX.177, b și c);
 - fără utilizarea susținerii provizorii sau a scutului (fig. XIX.177, d).
- Prima variantă (fig. XIX.177, a) se aplică în condițiile în care puțul are o adîncime mare și un diametru în săpare de minimum 7m, rocile traversate au o stabilitate mică sau medie, iar susținerea definitivă se realizează în zidărie de bolțari sau beton monolit.

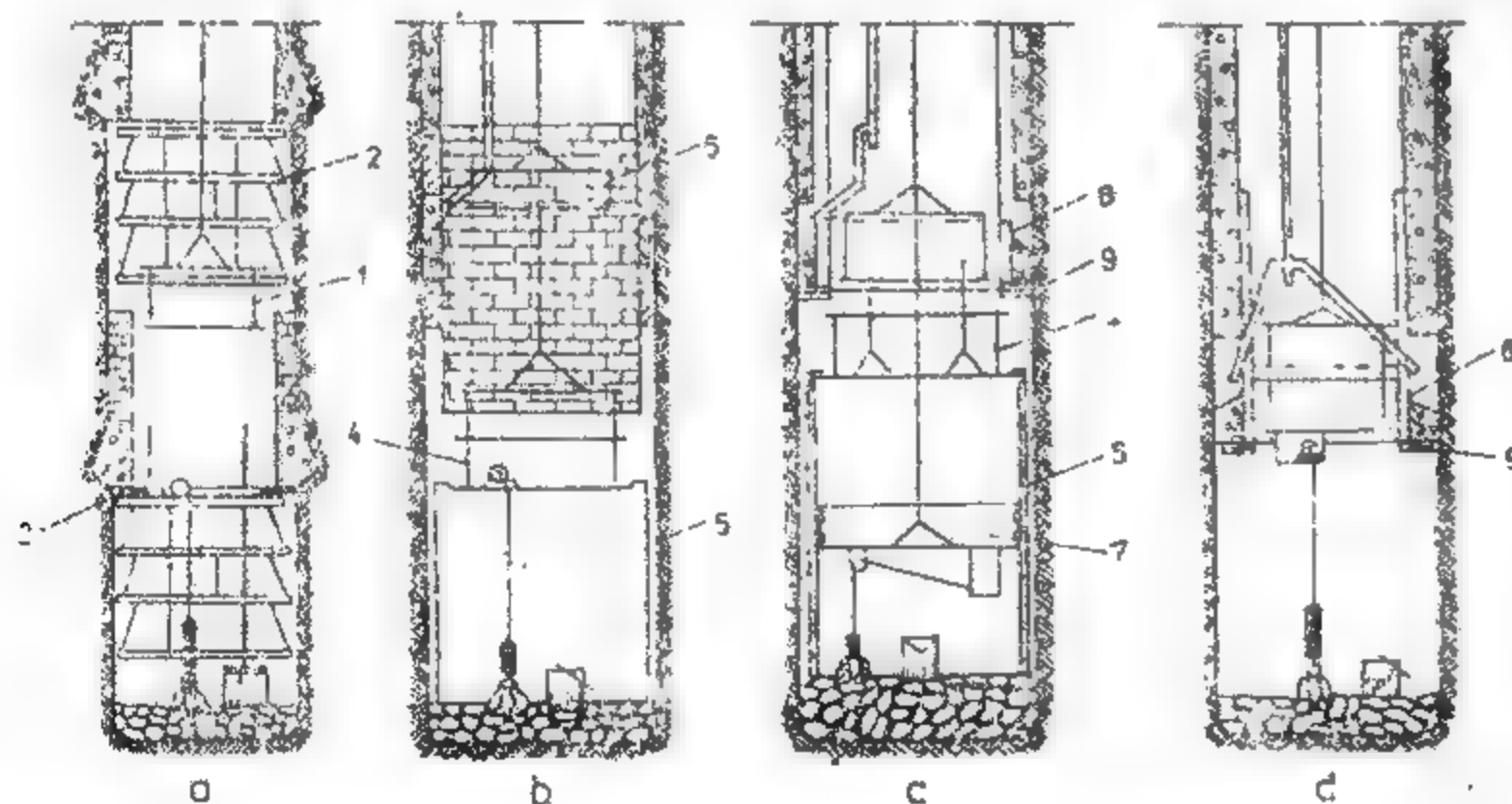


Fig. XIX.177. Schema paralelă de construcție a puțurilor:

a — cu susținere provizorie în inele metalice; b și c — cu scut metallic de protecție; d — fără susținere provizorie sau scut metallic; 1 — pod suspendat; 2 — susținere provizorie; 3 — ramă de întindere; 4 — pod de lucru; 5 — scut de protecție; 6 — pod pentru cimentare; 7 — pod mobil de lucru pentru mutarea grătarului; 8 — cofraj glisant; 9 — inel de etanșare.

Datorită deficiențelor pe care le prezintă, această variantă se aplică rar în practică.

— Varianta doua (fig. XIX.177, b și c) se aplică în condițiile în care rocile sînt stabile, iar susținerea definitivă se realizează în tubinguri sau în beton monolit turnat după cofraj glisant. Pentru a proteja muncitorii de o eventuală cădere a rocilor fracturate din pereți, în zona nesusținută a puțului se montează un scut metallic.

— Varianta treia (fig. XIX.177, d) derivă din varianta cu cofraj glisant cu scut metallic și se aplică numai în condițiile rocilor cu stabilitate mare în care prezența scutului nu mai este necesară.

Schema concomitentă (fig. XIX.178, a și b) se caracterizează prin montarea susținerii definitive în imediata apropiere a frontului de lucru, cu îndeplinirea succesivă a operațiilor de săpare și susținere pe tronsoane scurte de 2,3—4 m.

Această schemă, în varianta cu cofraj glisant, are cea mai mare utilizare la executarea puțurilor verticale în roci cu stabilitate medie și ridicată, întrucît elimină susținerea provizorie și picioarele de sprijin și totodată poate asigura un grad ridicat de mecanizare a operațiilor de bază atât la săpare cât și la susținere.

Analizînd cele trei scheme tehnologice prezentate, se observă că în funcție de schema adoptată, susținerea definitivă se poate realiza atât în sens ascendent cât și în sens descendent. Alegerea uneia din cele trei scheme tehnologice depinde în principal de condițiile geologice în care se execută puțul, în funcție de care se aleg apoi utilajele, tipul de susținere definitivă și tehnologia de lucru.

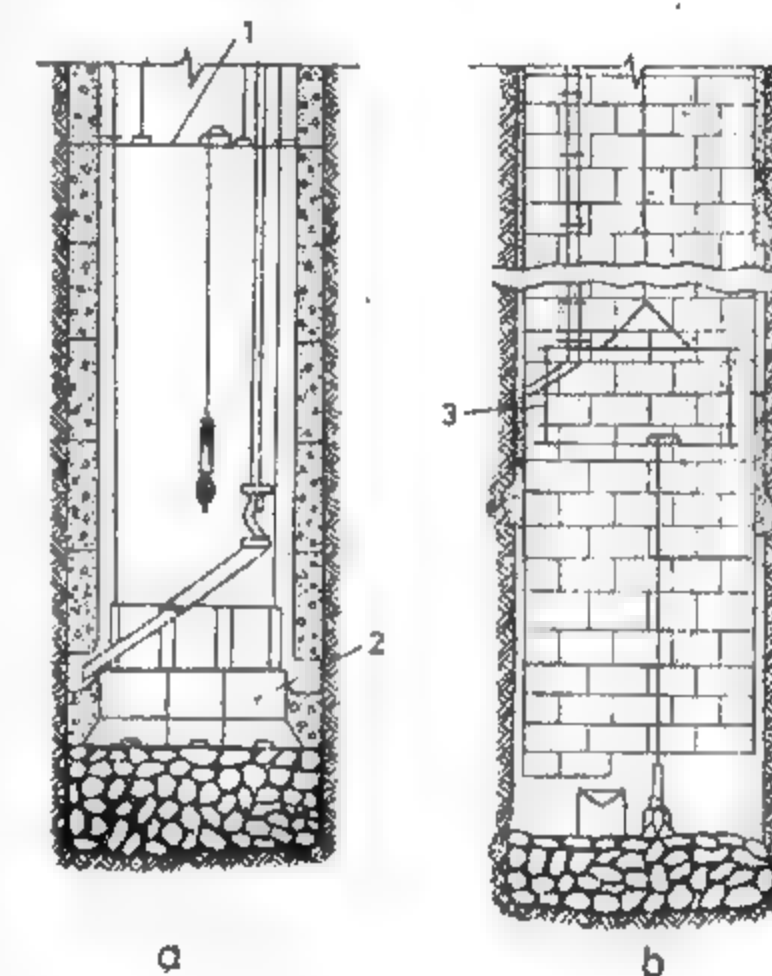


Fig. XIX.178. Schema concomitentă de construcție a puțurilor:
a — cu susținere definitivă în beton monolit;
b — cu susținere definitivă în tubinguri;
1 — ramă de întindere; 2 — cofraj glisant;
3 — pod de lucru.

5.4.2. PARAMETRII PROCESULUI DE PERFORARE-ÎMPUȘCARE LA SĂPAREA PUȚURILOR

Stabilirea corectă a parametrilor de perforare-împușcare are implicații directe în utilizarea eficientă a energiei exploziei determinînd reducerea cheltuielilor materiale în faza de săpare, în special la capitolul explozivi și mijloace de inițiere. De asemenea, la evaluarea parametrilor se are în vedere obținerea unui profil cât mai aproape de cel proiectat, evitînd formarea golurilor în pereți sau rămînerea de praguri.

La proiectarea tehnologiei de execuție a puțurilor se au în vedere următorii parametri:

Tipul explozivului și al mijloacelor de inițiere. Alegerea explozivului se face în funcție de următoarele criterii:

- caracteristicile mecanice ale rocilor;
- regimul de gaze și de pulberi explozive;
- afluența de apă;

În funcție de aceste criterii se utilizează:

— explozivi ordinari (dinamită, astralită) în cazul când în frontul de lucru nu se constată prezența metanului cu ventilatorul oprit 4 zile consecutiv 15 min, sau când frontul de lucru este la o distanță mai mare de 10 m de un strat sau de o falie cunoscută;

— explozivi de siguranță când nu sînt îndeplinite restricțiile de la punctul anterior.

În anumite situații, când se constată prezența metanului, dar rocile înconjurătoare sînt semitari și tari (ST și T), iar utilizarea explozivilor antigrizuși determină folosirea unor cantități prea mari sau devine imposibilă în cazul rocilor tari, în baza unui program de lucru avizat de CCSM și aprobat de forul tutelar se poate utiliza dinamită, cu respectarea următoarelor măsuri de protecția muncii:

— crearea unor perdele de ceață prin intermediul pulverizatoarelor plasate sub podul mobil de protecție;

— împușcarea sub protecția unui strat de apă cu grosimea de 1 m introdus în puț după încărcarea găurilor de mină, burarea lor și legarea capselor.

Principiul de bază al metodei constă în răcirea imediată a produselor gazoase rezultate prin explozia încărcăturilor din găurile de mină, prin consumarea unei cantități de căldură pentru vaporizarea apei. În felul acesta, temperatura produselor de explozie este mai mică decît temperatura de aprindere a metanului. În cazul când totuși în anumite puncte ale frontului de lucru are loc aprinderea sau explozia metanului, ceața are efect inhibitor asupra reacției, aceasta fiind încetinită, apoi oprită, reacția nemaiputîndu-se propaga. Calculul cantității de apă are în vedere cantitatea de căldură degajată prin explozia metanului (855 kcal/m³ de aer cu 1 % CH₄) și cantitatea de căldură necesară pentru vaporizarea apei (560 kcal/l), utilizînd coeficienți suplimentari de siguranță mai mari de 4.

Mijloacele de inițiere utilizate la executarea puțurilor sînt formate din capse electrice instantanee, milisecundă sau întîrziate. Datorită faptului că energia exploziei nu este utilizată numai pentru dislocarea și sfărîmarea rocii, ci și pentru deplasarea ei pe verticală, este rațională utilizarea capselor milisecundă sau întîrziate care creează suprafețe libere suplimentare, mărind randamentul de rupere al găurilor de mină. Datorită numărului mare de găuri de mină și dispunerea ordonată a acestora pe cercuri de rupere, legarea capselor este mixtă (serie-paralel), adică găurile de mină de pe același cerc sînt legate în serie, iar cercurile între ele în paralel.

Consumul de exploziv. Consumul specific de exploziv reprezintă cantitatea de exploziv necesară dislocării unui m³ de rocă și depinde de o serie de factori ca:

- proprietățile mecanice ale rocilor;
- tipul explozivului și caracteristicile balistice ale acestuia;
- secțiunea lucrării miniere.

Determinarea consumului specific de exploziv se face prin intermediul unor relații obținute prin prelucrarea datelor experimentale și luînd în considerare influența unui număr diferit de factori. Relațiile de calcul a consumului specific de exploziv (q) sînt următoarele:

Relația de calcul	Semnificația parametrilor
$q = \frac{\sqrt{f} - a\sqrt{S}}{b} \text{ [kg/m}^3\text{]}$	f — tăria rocilor; S — secțiunea lucrării miniere, m ² ; a — coeficient în funcție de tipul lucrării miniere (pentru puțuri $a = 0,1 \dots 0,2$); b — coeficient în funcție de tipul explozivului (pentru explozivi pe bază de nitroglicerină $b = 1,2 \dots 1,4$, iar pentru explozivi pe bază de NH ₄ NO ₃ $b = 0,9 \dots 1$)

Relația de calcul	Semnificația parametrilor
$q = 0,5 \cdot \frac{525}{P} \left(\sqrt{0,2f} + \frac{1}{\sqrt{S}} \right)^2 \text{ [kg/m}^3\text{]}$	P — potențialul explozivului, cm ³
$q = \frac{1}{a_1} \sqrt{\frac{f}{S}} \text{ [kg/m}^3\text{]}$	a_1 — coeficient în funcție de tipul explozivului (pentru explozivi pe bază de nitroglicerină $a_1 = 0,77$, iar pentru explozivi pe bază de NH ₄ NO ₃ $a_1 = 0,67$)
$q = 0,1 \cdot f \cdot V \cdot b_1 \cdot c_1 \text{ [kg/m}^3\text{]}$	V — coeficient în funcție de numărul suprafețelor libere: — pentru o singură suprafață liberă $V = \frac{6,5}{\sqrt{S}}$ — pentru 2 suprafețe libere $V = 1,2 \dots 1,5$ b_1 — coeficient de structură al rocilor ($b_1 = 1$ pentru roci compacte și $b_1 = 1,2$ pentru roci fisurate); $c_1 = \frac{400}{P}$

Numărul și diametrul găurilor de mină. Numărul găurilor de mină depinde de o serie de factori ca:

- secțiunea lucrării miniere;
- tăria rocilor;
- explozivul folosit la efectuarea lucrărilor de împușcare și caracteristicile balistice ale acestuia.

Determinarea numărului de găuri de mină (N) se face prin intermediul unor relații obținute prin prelucrarea datelor experimentale, relații care țin seama de un anumit număr de factori. Relațiile utilizate la calculul numărului de găuri de mină sînt următoarele:

Relația de calcul	Semnificația parametrilor
$N = 170 + 0,30 S - 15 E_r$	S — secțiunea lucrării miniere, m ² ; E_r — indicele de rupere al rocilor, care are valorile: pentru roci tari $E_r = 8,5$; pentru roci alterate și fisurate $E_r = 9,5$; pentru roci de tărie medie $E_r = 10,5$

Relația de calcul	Semnificația parametrilor
$N = 41S \frac{\sqrt{f} - a\sqrt{S}}{b \cdot d_g}$	f — coeficient de tărie al rocilor; a — coeficient în funcție de tipul lucrării miniere (pentru puțuri $a = 0,1 \dots 0,2$); b — coeficient în funcție de tipul explozivului (pentru explozivi pe bază de nitroglicerină $b = 1,2 \dots 1,4$, iar pentru explozivi pe bază de NH_4NO_3 , $b = 0,9 \dots 1$); d_g — diametrul găurilor de mină, mm
$N = 0,0012 \frac{q \cdot S}{\gamma d_g^2}$	q — consumul specific de exploziv, kg/m^3 ; γ — coeficient de umplere al găurii de mină cu exploziv (pentru explozivi antigrizutoși $\gamma = 0,5 \dots 0,6$, iar pentru explozivi ordinari $0,66 \dots 0,75$)
$N = \frac{380}{p} \cdot S \cdot \frac{0,001}{d_g^2} + \left(\sqrt{0,2f} + \frac{1}{\sqrt{S}} \right)^2 \cdot c$	p — potențialul explozivului, cm^2 ; c — coeficient în funcție de numărul suprafețelor libere (pentru o singură suprafață liberă $c = 1$, iar pentru două suprafețe libere $c = 0,7$)
$N = 2,3 \dots 2,7 \sqrt{f \cdot S}$	
$N = \frac{1,27 qSK}{d_g^2 p}$	K — coeficient în funcție de tipul explozivului (pentru explozivi pe bază de nitroglicerină $K = 1,2$, iar pentru explozivi pe bază de NH_4NO_3 , $K = 1,4$; p — densitate) explozivului, kg/m^3

Diametrul găurilor de mină depinde de diametrul cartușului de exploziv, de lungimea găurilor de mină, de tăria rocii, de tipul sfredelului și al utilajului de perforare.

Cantitatea totală de exploziv utilizată la o împușcare (Q_{ex}) depinde de secțiunea lucrării miniere (S), de lungimea de gaură de mină (l) și consumul specific de exploziv (q), conform relației:

$$Q_{ex} = S \cdot l \cdot q \quad [\text{kg/salt}] \quad (5.13)$$

Cunoscând numărul de găuri de mină, cantitatea de exploziv pe gaură de mină este:

$$q_g = \frac{Q}{N} \quad [\text{kg/gaură de mină}] \quad (5.14)$$

NPDM limitează cantitatea de exploziv pe gaură de mină astfel:

— în cazul utilizării explozivilor antigrizutoși pentru steril $q_g \leq 0,6 \text{ kg/gaură de mină}$;

— în cazul utilizării explozivilor antigrizutoși pentru cărbune $q_g \leq 0,5 \text{ kg/gaură de mină}$;

— utilizarea explozivilor ordinari (dinamită, astralită) nu impune limitarea cantității de exploziv pe gaură de mină dar lungimea coloanei de exploziv nu poate

depăși $0,66 - 0,75$ din lungimea găurii de mină, cu condiția ca lungimea minimă a burajului să fie $0,40 \text{ m}$.

Lungimea găurilor de mină. Lungimea găurilor de mină se determină în funcție de durata ciclului de săpare, de operațiile din cadrul ciclului și durata lor de execuție, de utilajul de perforare utilizat.

În cazul utilizării schemei de execuție cu cofraj glisant, lungimea găurilor de mină (l_g) se stabilește în funcție de lungimea cofrajului (l_c) și de durata ciclului, conform relațiilor:

— determinarea lungimii găurilor de mină în funcție de lungimea cofrajului (l_c);

$$l_g = \frac{l_c}{\eta} \quad [\text{m}] \quad (5.15)$$

— determinarea lungimii găurilor în funcție de durata ciclului:

$$l_g = \frac{T_c - \left(\frac{N \cdot t}{n} + t_a \right)}{\frac{N}{n_p \cdot P_p} + \frac{S \eta K_a}{n_c \cdot P_t} + \left(t_c + \frac{V_B}{n_B \cdot P_B} \right)} \quad [\text{m}] \quad (5.16)$$

unde: T_c este durata ciclului, ore; $T_c = 16 \dots 24$ ore;

N — numărul de găuri de mină;

n — numărul de muncitori care participă la încărcarea găurilor de mină;

t — durata de încărcare și burare a unei găuri de mină, ore;

t_a — timpul de aeraj, ore;

n_p — numărul de perforatoare care lucrează simultan în front;

P_p — productivitatea la perforare, m/oră ;

S — secțiunea de săpare a puțului, m^2 ;

η — coeficient de rupere al găurilor de mină, $\eta = 0,85 \dots 0,95$;

K_a — coeficient de afinare al rocii;

P_t — productivitatea graifărilor, $\text{m}^2/\text{oră}$;

t_c — timp pentru coborirea și centrarea cofrajului, $t_c = 1 \dots 1,5$ ore;

V_B — volumul de beton utilizat la susținerea definitivă a unui metru de puț, m^3/m ;

n_B — numărul de muncitori care efectuează operația de betonare;

P_B — productivitatea la betonare, $\text{m}^3/\text{oră}$.

La stabilirea lungimii practice a găurilor de mină trebuie să se aibă în vedere și restricțiile prevăzute de NPDM cu privire la distanța maximă de la ultima armătură la frontul de lucru ce poate rămâne nesusținută.

Lungimea reală a găurilor de mină este dependentă de rolul lor (de simbare, de rupere și de profilare) prin intermediul unghiurilor de înclinare:

$$— \text{lungimea găurilor de simbare } l_g = \frac{l_g}{\sin \alpha} + 0,14 \quad [\text{m}] \quad (5.17)$$

— lungimea găurilor de rupere $l_r = \frac{l_g}{\sin \alpha_r}$ [m] (5.18)

— lungimea găurilor de profilare

$$l_p = \frac{l_g}{\sin \alpha_p} \text{ [m]} \quad (5.19)$$

unde $\alpha_r, \alpha_a, \alpha_p$ — reprezintă unghiul de înclinare al găurilor de simbur, de rupere și de profilare.

Amplasarea găurilor de mină. Amplasarea găurilor de mină necesită determinarea diametrelor cercurilor pentru găurile de simbur, de rupere și de profilare, a numărului de găuri de mină pe fiecare cerc și a distanței dintre găurile de mină.

— Diametrul cercului de amplasare a găurilor de profilare:

$$d_p = D - 2b \text{ [m]} \quad (5.20)$$

unde D este diametrul de săpare al puțului, m;

b — distanța de la găurile de profilare la peretele puțului, $b = 0,2$ m.

— Diametrul cercului de amplasare a găurilor de simbur:

$$d_s = 0,3 \cdot D \text{ [m]} \quad (5.21)$$

— Numărul cercurilor pentru găurile de rupere:

$$n_r = \frac{D - (d_s + 2b)}{a_1} - 1 \quad (5.22)$$

a_1 fiind distanța preliminară dintre găurile de mină care, în funcție de țaria rocilor, are valoarea:

- pentru roci ET și FT $a_1 = 0,7 \dots 0,9$ m;
- pentru roci T $a_1 = 1, \dots 1,2$ m;
- pentru roci SM și M $a_1 = 1,5$ m

— Distanța dintre cercurile de rupere:

$$\Delta = \frac{d_p - d_s}{n_r + 1} \text{ [m]} \quad (5.23)$$

— Diametrul cercurilor intermediare de rupere:

$$d_{a1} = d_s + \Delta \text{ [m]} \quad (5.24)$$

$$d_{a2} = d_s + 2\Delta \text{ [m]}$$

$$d_{an} = d_s + n \Delta \text{ [m]}$$

— Distanța reală între găurile de mină

$$a = \frac{\pi(d_s + d_{a1} + d_{a2} + \dots + d_p)}{N} \text{ [m]} \quad (5.25)$$

N fiind numărul total de găuri de mină.

— Numărul găurilor de mină de simbur:

$$n_s = \frac{\pi d_s}{a} \quad (5.26)$$

— Numărul găurilor pe cercurile intermediare de rupere;

$$n_{a1} = \frac{\pi d_{a1}}{a}; \quad n_{a2} = \frac{\pi d_{a2}}{a}; \quad \dots \quad n_{an} = \frac{\pi d_{an}}{a} \quad (5.27)$$

— Numărul găurilor de profilare:

$$n_p = \frac{\pi d_p}{a} \quad (5.28)$$

În fig. XIX. 179 este redată o schemă de amplasare a găurilor în cazul puțurilor cu profil circular.

În cazul puțurilor dreptunghiulare, întocmirea schemei de amplasare a găurilor este asemănătoare cu cea din cazul galeriilor, utilizându-se monografii cu găurile de simbur în formă de pană centrală (fig. XIX. 180, a) în roci cu țarie medie și mare, în formă de pană dublă centrală (fig. XIX. 180, b) în roci foarte tari, în formă de piramidă centrală (fig. XIX. 180, c) în roci omogene.

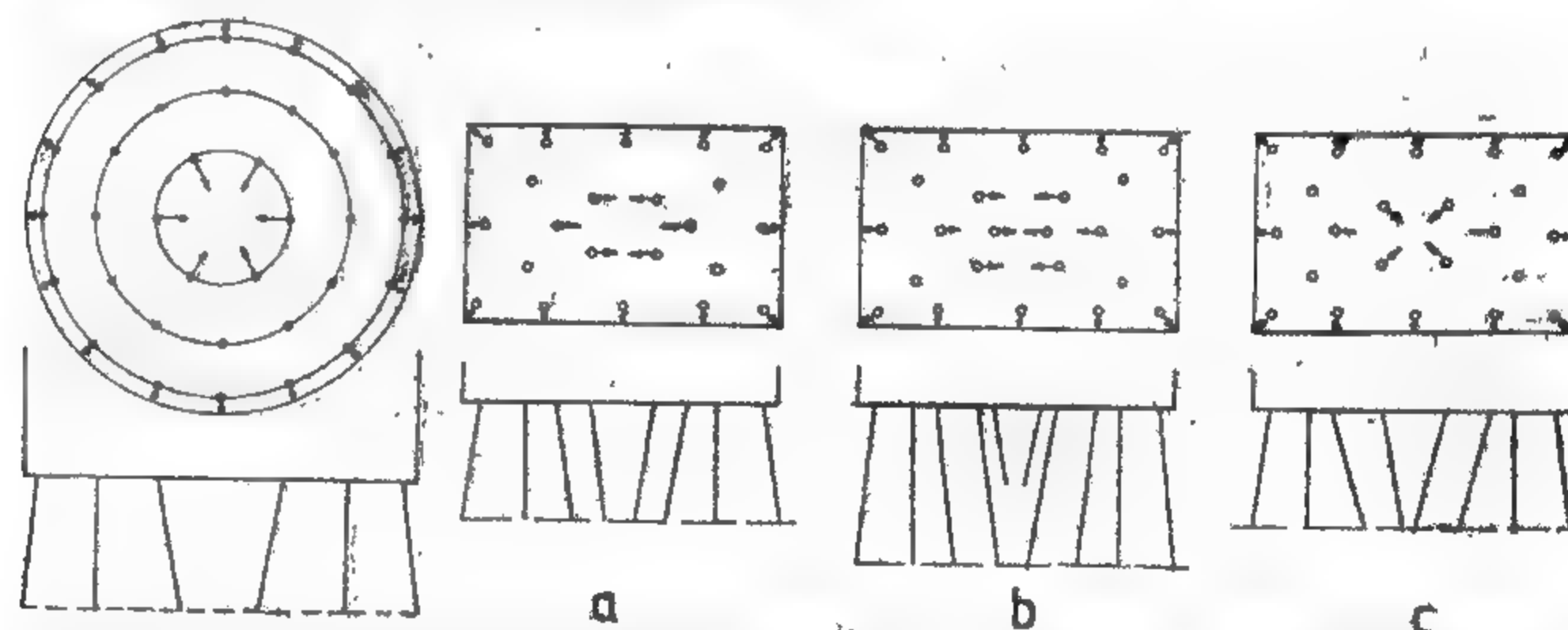


Fig. XIX.179. Schema de amplasare a găurilor de mină la săparea puțurilor circulare. Fig. XIX.180. Schema de amplasare a găurilor de mină la săparea puțurilor dreptunghiulare.

5.4.3. PRINCIPALELE PROCESE TEHNOLOGICE LA SĂPAREA PUȚURILOR

Perforarea găurilor de mină, mecanizarea perforării găurilor de mină la săparea puțurilor. În cadrul tehnologiei clasice de execuție a lucrărilor miniere subterane, operația de perforare intervine cu o pondere mare (24—40%) în durata ciclului, fiind una

din operațiile cele mai grele și cu efecte nocive pentru muncitorii care lucrează în subteran.

La perforarea găurilor de mină în cadrul tehnologiei de execuție a puțurilor, se utilizează perforatoare percutante individuale cu greutate între 20–40 kg (similare cu cele utilizate în cazul galeriilor), sau instalații de perforat. După operația de perforare, instalațiile se ridică pînă la primul pod pentru a nu fi distruse în timpul împușcării.

Instalația de perforare BUKS-1m (fig. XIX.181) face parte din complexul de săpare KS-2u/40 și este dotată cu 4 perforatoare rotopercutante de tipul BU-1 sau BGA-1, putînd fi utilizate în roci cu tărie de $f=12$ maximum.

Caracteristicile instalației sînt următoarele:

Diametrul găurilor de mină ... 45–52 mm

Lungimea maximă a găurilor ... 4,5 m

Viteza de perforare a găurilor cu diametrul de 52 mm:

— în șisturi cu $f = 3...4$ pînă la 2,5 m/min;

— în gresii cu $f = 6...8$ pînă la 1,2 m/min;

— în granite cu $f = 10...12$ pînă la 0,6–0,8 m/min;

Perforator utilizat:

— tip BGA-1 (BU-1);

— energia de lovire ... 9 daN·m;

— moment de rotire ... 2500 daN·m;

— viteza de rotație a sfredelului ... 100 rot/min;

— frecvența percuțiilor ... 2900 percuții/min

Consum de aer comprimat ... 50–60 m³/min

Consum de apă la 100 m gaură perforată ... 1 m³

Masa: — instalației de perforat ... 5,6 t

— dispozitivelor auxiliare ... 1,4 t

Comanda instalației este centralizată la două pupitre de comandă, unul putînd fi utilizat din frontul de lucru, iar celălalt din cabina complexului. Detritusul rezultat la perforare este evacuat prin intermediul unui amestec apă-aer, eliminînd complet formarea prafului.

Instalațiile de perforat prezintă avantajul că reduc timpul de perforare și utilizează un număr redus de muncitori care participă la această operație, putînd executa în același timp alte operații din ciclul de producție, în frontul de lucru sau în afara acestuia.

Încărcarea și împușcarea găurilor de mină. Încărcarea găurilor de mină cu exploziv și împușcarea lor se desfășoară în concordanță cu prevederile normelor NDPMA în

Fig. XIX.181. Instalația de perforare BUKS.

vigoare. Potrivit acestor norme, modul de împușcare se stabilește, pentru fiecare loc de muncă, prin dispoziția de împușcare înscrisă într-un registru special. Încărcarea găurilor cu exploziv se efectuează de artificier. Fiecare cartuș se amorsează numai în momentul cînd se introduce în gaura de mină. După încărcarea cu exploziv a unei găuri de mină aceasta se burează. Lungimea burajului trebuie să ocupe cel puțin jumătate din lungimea lor. Găurile de mină cu lungimi mai mari de 1,5 m vor fi burate pe o treime din lungimea lor, iar pentru găurile de mină mai lungi de 3 m lungimea burajului va fi stabilită prin dispoziția de împușcare dar nu va fi mai mică de 1 m. De regulă, capsele sînt legate

în serie. Se admite legarea mixtă a capselor, serie-paralel, numai în cazul utilizării unor explozoare speciale, respectîndu-se instrucțiunile sau nomogramele proprii explozorului (v. secț. XVIII. Explozivi minieri)

Declanșarea exploziei la împușcarea în puțuri se face de la suprafață sau de la orizontul de extracție, de la cel puțin 20 m de gura sau fereastra puțului, însă la minimum 100 m față de frontul de lucru.

Aerajul puțurilor în curs de săpare. Aerajul puțurilor în faza de execuție (aeraj parțial sau în fund de sac) se realizează aspirant, refulant sau combinat (fig. XIX.182).

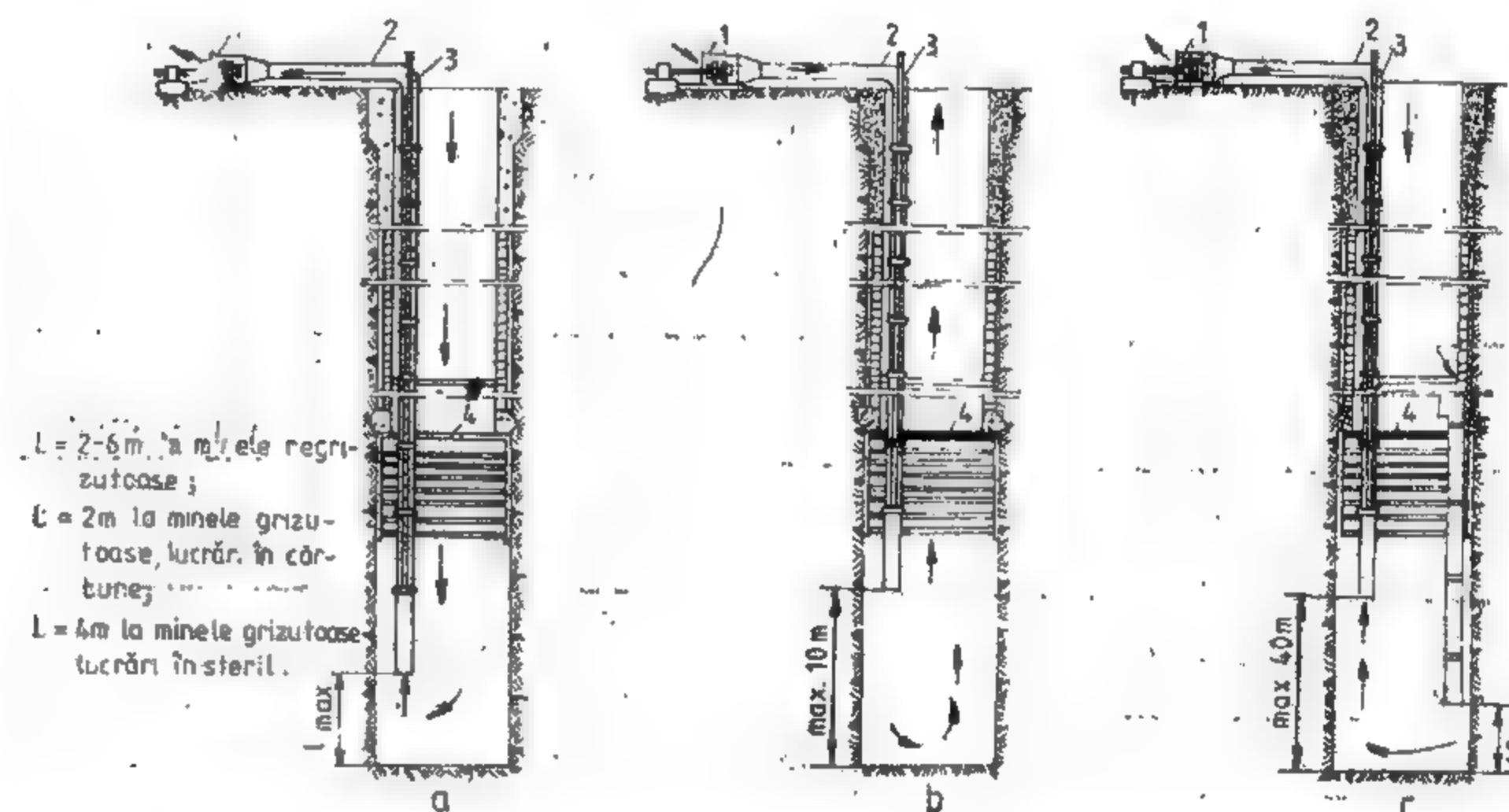


Fig. XIX.182. S scheme de aeraj utilizate la săparea puțurilor:

a — aeraj aspirant; b — aeraj refulant; c — aeraj combinat; 1 — ventilator; 2 — conductă de aeraj; 3 — cablu de susținere a tuburilor de aeraj; 4 — pod mobil de protecție.

La alegerea tipului de aeraj se ține seama de condițiile locale existente (volumul de gaze rezultat după împușcare, regimul de gaze și de pulberi explozive, lungimea lucrării), precum și de avantajele și dezavantajele fiecărui sistem.

Încărcarea rocii împușcate. Obținerea unor viteze mari de săpare a puțurilor nu poate fi concepută fără mecanizarea încărcării materialului, operație grea și de durată. Astăzi există numeroase tipuri de mașini de încărcat (graijare) clasificate după o serie întreagă de criterii:

- după modul de dirijare — manual sau mecanic;
- după modul de prindere al rocii — cu prindere de sus sau de jos;
- după volumul cupei;
- după procedeul de deplasare — suspendate sau autodeplasabile;
- după energia utilizată — pneumatică, electrică, hidrolică.

Clasificarea graișoarelor și caracteristicile acestora sînt redată în tabelele XIX.57 și XIX.58.

Caracteristicile graifărelor cu prinderea

Procedeu de depisare	Mașini				
Mod de dirijare	Manuală				
Felul energiei	Pneumatică				
Mașina (țara)	GP-2 U.R.S.S.	KS-3 U.R.S.S.	Gry Polonia	KS-2u/40 U.R.S.S.	KS-1M U.R.S.S.
Tipul graifărului	GP-2	KS-3	Gryf	GPM-3 KS-2u/40	GPM-3 KS-1M
Volumul cupei [m³]	0,15	0,25	0,3	0,65	1,0
Productivitatea tehnică [m³/h]	14	15	80	125	130
Durata ciclului de încărcare [s]	30-40	30-40	20-35	30	3

Caracteristicile graifărelor cu

Procedeu de depisare	Mașini							
Tipul mecanismului de conducere	Cu macara pe perete							
Execuție mașinii	Cu braț suspendat				Cu lanț			
Acționare	Electrică	Pneumatică			Hidraulică			
Mașina (țara)	DFB Bleier R.S.A.	Anglia RFG			VPM-2 URSS	Pogru- skie URSS	Intra- for Franța	
Graifăr tip firma	GPM 3 Cactus Priesman	GPM 3			GPM 1	GPM 3	GPM 3	Benoto
Cupa [m³]	0,57	0,3-0,34			0,35	0,40	0,60	
Roca	Dolomite	Marne	Marne	Gresii	Șisturi			
Productivitatea mașinii [m³/h]	170	35	26	23	50	32	40	70
Productivitatea tehnică a mașinii [m³/h]	300	103	77	68	88	91	100	115
Durata ciclului [s]	13-15	36	45	55	40	40	36	35

Tabelul XIX. 57

de sus a materialului

suspendate

Mecanică					
Electrică				Hidraulică	
Victor BG R.S.A.	R.S.A.	Victor T. R.S.A.	Victor DMB R.S.A.	R.S.A.	
CGM-3 Cactus Priestman	CGM-3	CGM-3	CGM-3 Cactus Priestman	CPM-3 Cactus Priestman	
0,57	0,85	0,57	0,57	0,57	0,85
175	215	200	240	135	135
20-30	18-22	18-20	15	25-30	25-30

Tabelul XIX. 58

prindere de jos a roții

autodeplasabile

Cu braț telescopic	Cu macara pod	Cu macara pe perete				
	Cu braț vibrant					
Pneumatică	Hidraulică		Pneumatică			
Cryderman diverse țări	Ridell diverse țări	Aligrab Bh Suedia	Eimco 621	Eimco 630	Eimco 631	H1 Salzgitter
GPM Cryderman	GHD	GPM 3	K	K	K	K
0,19	0,25	0,047	0,25	0,31	0,31	0,20
			Marnă	Diverse	Diverse	Diverse
8 12	16—18	24	29	75	100	25
42 48	150	95	115	240	320	125
85 75	10—12	35—40	30—35	11	12—13	28—30

Productivitatea graifărelor depinde de următorii parametri:

- volumul graifărilor V_G , m^3 ;
- coeficientul de umplere al graifărilor, $K = 0,8 \dots 0,9$;
- coeficientul de utilizare în timp al graifărilor, $K_u = 0,6 \dots 0,8$;
- durata ciclului de încărcare T_c , dat în caracteristici, utilizându-se următoarele relații de calcul:

— pentru productivitatea teoretică:

$$P_T = \frac{3600 V_G}{T_c} \quad [m^3/h] \quad (5.29)$$

— pentru productivitatea tehnică:

$$P_{teh} = \frac{3600 V_G}{T_c} \cdot K \quad [m^3/h] \quad (5.30)$$

— pentru productivitatea de exploatare:

$$P_{expl} = \frac{3600 V_G}{K_1 \cdot T_c} \cdot K_u \cdot K \quad [m^3/h] \quad (5.31)$$

K_1 — coeficient în funcție de granulometria rocii, $K_1 = 1,2 \dots 1,5$.
Norma la încărcare în cazul puțurilor se stabilește cu relația:

$$N_t = \frac{T_c - T_{pt}}{t_0 \cdot K_1} \quad [m^3/schimb] \quad (5.32)$$

în care: T_c este durata schimbului, min;

T_{pt} — timpul pentru efectuarea operațiilor de pregătire și încheiere a operației de încărcare, min/schimb;

t_0 — timpul pentru încărcarea unui m^3 de rocă:

$$t_0 = t_1 + \frac{t_2}{l_g \cdot \eta} \quad [om \cdot min/m^3] \quad (5.33)$$

t_1 — timpul efectiv de încărcare a unui m^3 de rocă:

$$t_1 = \frac{T_c}{V_G \cdot K \cdot K_u} \quad (5.34)$$

t_2 — timpul pentru curățirea unui m^2 din suprafața frontului de lucru, min/ m^2 .

Graifărele se aleg în funcție de următoarele criterii:

- dimensiunile puțului, diametrul și adâncimea acestuia;
- saltul realizat pe ciclu și volumul de rocă rezultat la o împușcare;
- numărul chiblelor și volumul acestora;
- viteza lunară impusă, cînd durata operației de încărcare e-evacuare trebuie să se încadreze în anumite limite.

Evacuarea roci împușcate. În vederea evacuării rocilor dislocate la executarea puțurilor se utilizează chible cu diferite capacități, respectiv de $0,5 - 1 - 1,5 m^3$. Pe plan mondial, la executarea puțurilor cu o adâncime și diametre mari se utilizează chible de capacitate mare de $2 - 3 - 5 m^3$. Pentru ca procesul de evacuare al rocilor să nu constituie o verigă de strângere a procesului de încărcare-evacuare, este necesar ca productivitatea la extracție să fie mai mare decît productivitatea la încărcare.

Productivitatea la extracție se stabilește în funcție de volumul chiblei, sau în funcție de viteza lunară impusă.

Productivitatea la extracție în funcție de volumul chiblei este dată de relația:

$$q = \frac{3600 \cdot V_{ch} \cdot K_u}{(T_c + T_d) \cdot K_n} \quad [m^3/h] \quad (5.35)$$

în care: V_{ch} este volumul chiblei, m^3 ;

K_u — coeficientul de umplere al chiblei, $K_u = 0,7 \dots 0,9$;

T_c — timpul unui ciclu de extracție. În cazul utilizării unei singure chible:

$$T_c = \frac{2H}{V_{med}} \quad (5.36)$$

H — adâncimea puțului, V_{med} — viteza medie de extracție, iar pentru 2 chible:

$$T_c = \frac{H}{V_{med}} \quad (5.37)$$

T_d — timpul de descărcare al chiblei, $T_d = 10 \dots 15 \dots 20$ s.

K_n — coeficient de neuniformitate la realizarea transportului:

$$K_n = 1,2 \dots 1,4$$

În funcție de viteza lunară impusă, productivitatea la extracție se calculează cu relația:

$$q = \frac{A \cdot S \cdot K_a}{t \cdot n} \quad [m^3/h] \quad (5.38)$$

unde: A este viteza lunară impusă, $m/lună$;

S — secțiunea de săpare a puțului, m^2 ;

K_a — coeficient de afinare a rocii;

t — durata preconizată la operația de încărcare-evacuare a rocii, h;

n — numărul zilelor lucrătoare dintr-o lună.

În cazul cînd s-a stabilit tipul graifărilor și productivitatea la încărcare a acestuia, volumul minim al chiblei care nu determină stagnări în procesul de încărcare-evacuare este:

$$V_{ch}^{min} = \frac{P_{expl} \cdot (T_c + T_d) \cdot K_n}{3600 K_u} \quad [m^3] \quad (5.39)$$

Potrivit NDPMAM, la săparea puțurilor trebuie prevăzute poduri de siguranță, plasate astfel:

— două poduri fixe, dintre care unul la gura puțului, iar al doilea la cel mult 20 m sub primul, ambele prevăzute cu uși care se închid și se deschid alternativ la trecerea chiblei;

— un pod mobil care va urmări frontul de lucru la maximum 25 m;

— un pod de descărcare în turnul puțului.

Intercalarea acestor poduri influențează viteza de deplasare a chiblei, deosebindu-se patru tronsoane:

I) deplasarea chiblei din front până la podul mobil de protecție, tronson pe care chibla este neghidată, iar viteza este de maximum 2 m/s;

II) deplasarea chiblei între podul mobil de protecție și al doilea pod fix, cu viteza maximă dependentă de distanța (H) dintre cele două poduri:

$$v_{max} = \frac{2}{3} \cdot 0,8 \cdot \sqrt{H} \quad [\text{m/s}] \quad (5.40)$$

III) deplasarea chiblei între cele două poduri fixe cu o viteză de maxim 1,0 m/s;

IV) deplasarea chiblei între podul fix de la suprafață și podul de descărcare, cu viteza de 0,5 m/s.

Diagrama de deplasare a chiblei între frontul de lucru și punctul de descărcare este dată în fig. XIX. 184. La o distanță de 1,2–1,5 m față de front chibla se oprește pentru curățirea acesteia de rocă precum și pentru echilibrarea ei. La trecerea prin ușile podurilor de protecție viteza este de 0,5 m/s.

Durata unei curse realizată de chibla până la punctul de descărcare este dată de relația:

$$T_c = T_p + T_d + T_{vr} + 2 \frac{v_{max} - v_{min}}{a_{max}} + \frac{H + h_d - h_{vr} - \frac{v_{max}^2 - v_{min}^2}{2a_{max}}}{v_{max}} \quad [\text{s}] \quad (5.41)$$

în care: T_p este durata tuturor pauzelor tehnologice care cuprinde: fixarea cîrligului la toarta chiblei, centrarea și echilibrarea, semnale pentru pornire-oprire, legarea tălpilor chiblei la cîrligul de răsturnare;

T_d — timp pentru descărcarea chiblei, s;

T_{vr} — timpii de deplasare a chiblei cu viteze reduse, s;

v_{max}, v_{min} — viteza maximă respectiv viteza minimă de deplasare m/s;

a_{max} — accelerația maximă, $a_{max} = 0,5 \text{ m/s}^2$;

H — adîncimea puțului, m;

h_d — înălțimea pînă la rampa de descărcare, m;

h_{vr} — spațiul parcurs de chibla cu viteză redusă, m;

În cazul cînd evacuarea rocii se realizează cu o singură chibla durată unui ciclu este:

$$T_c^1 = 2 T_c \quad [\text{s}]$$

5.4.4. ASIGURAREA AERULUI COMPRIMAT PENTRU PROCESUL DE SĂPARE A PUȚURILOR

Determinarea cantității necesare de aer comprimat. Pentru determinarea debitului necesar de aer comprimat în procesul de săpare a puțului este necesar să se cunoască atât tipul cît și numărul consumatorilor pneumatici, precum și configurația și lungimea rețelei de aer comprimat.

Debitul necesar de aer este dat de relația

$$Q = k_a \psi \sum_{i=1}^n m_i q_i \varepsilon_i + \frac{a}{60} \sum l_i \quad [\text{m}^3/\text{min}] \quad (5.42)$$

în care: n este numărul categoriilor de consumatori pneumatici (graifare, trolii, perforatoare, pompe etc.);

m_i — numărul consumatorilor de același tip;

q_i — consumul specific de aer pentru consumatorii de același tip (conform cărții tehnice), m^3/min ;

ε_i — coeficientul de simultaneitate a funcționării; se adoptă în funcție de gradul de încărcare; pentru un număr de consumatori pînă la 10, $\varepsilon_i = 1 \dots 0,85$;

ψ — coeficient ce caracterizează creșterea consumului datorită uzurii; pentru ciocane de abataj și perforatoare percutante $\psi = 1,15$, pentru alți consumatori $\psi = 1,1$;

k_a — coeficient ce caracterizează altitudinea; $k_a = 1$ pentru altitudinea de zero m, $k_a = 1,18$ la +1 500 m și $k_a = 0,99$ la -200 m;

a — mărimea medie a pierderilor de debit în urma scurgerilor prin neetanșități, $\text{m}^3/\text{h} \cdot \text{km}$; $a = 80 \dots 125 \text{ m}^3/\text{h}$ pentru fiecare km lungime a rețelei;

l_i — lungimea ramificațiilor rețelei, km.

Compresorul sau stația de compresoare care alimentează utilajele pneumatice din complexul tehnologic de săpare a puțului trebuie să aibă debitul cel puțin egal cu valoarea determinată mai sus, la presiunea corespunzătoare (în general la 7 bar).

Compresoare pentru producerea aerului comprimat. Pe baza mărimii debitului de aer comprimat, stabilit în funcție de utilajele cu acționare pneumatică prevăzute în procesul de săpare a puțului, alimentarea cu energie pneumatică a complexului de săpare se poate face cu compresoare mobile acționate electric sau cu motoare cu ardere internă, de la stații speciale de compresoare de capacitate mică sau medie amenajate lângă puțul în săpare, sau de la rețeaua de aer comprimat a întreprinderii miniere, dacă aceasta se află deja în funcțiune și lungimea traseului de conducte nu cauzează pierderi mari de presiune.

În tabelul XIX.59 sînt prezentate caracteristicile tehnice principale ale cîtorva compresoare folosite pentru alimentarea cu aer a complexului de săpare.

Conducte pentru transportul aerului comprimat. În cazul utilizării în procesul de săpare a perforatoarelor percutante sau rotopercutante, presiunea aerului la capătul rețelei trebuie să fie de cel puțin 4,5 bar în cazul rocilor de tărie mijlocie și de 6 bar în cazul lucrărilor în roci dure. În general, dimensiunile conductelor se adoptă astfel încît pierderea de presiune pe traseul de transport pînă la consumatori să nu depășească 8% din presiunea inițială.

Diametrul interior necesar al conductelor de aer comprimat se determină cu relația:

$$D = \sqrt[5]{\frac{12,5 \beta L G^2}{\Delta p \cdot \gamma}} \quad [\text{mm}] \quad (5.43)$$

Tabelul XIX. 59

Compresoare cu piston

Tipul compresorului	C4	2C6	MC10	EC10	2C10	2V30/7	3V45/7	L50	L100
Caracteristici									
Debitul (la presiunea atmosferică), m ³ /min	4	5	10	10	5	30	45	50	100
Presiunea de refulare, bar	6	7	7	7	10	7	7	8	8
Numărul de trepte	2	2	2	2	2	2	2	2	2
Consumul de apă de răcire, l/min	—	—	—	—	—	90	135	133	266
Masa compresorului, kg	2050	295	2700	450	485	4200	6000	—	—
Puterea motorului, kW	37*	40	105*	55/75	55	190	285	295	575
Turația motorului, rot/min	1200	1500	1500	1500	900	300	300	428	333

* — în CP,

în care: $\beta = \frac{2,86}{G^{0,148}}$ este coeficient de corecție;

G — debitul masei de aer ce trece prin conductă, kg aer/h;

L — lungimea conductei, m;

γ — densitatea aerului, kg/m³;

Δp — pierderea de presiune admisă, bar.

Pentru conductele de aer comprimat din puțuri pierderea de presiune se consideră 0,1—0,2 bar/1 000 m. În cazul săpării puțurilor, pierderea de presiune se condiționează în funcție de presiunea minimă necesară la consumatorul pneumatic, precum și de presiunea de refulare a compresorului. Conform celor specificate mai sus, la o presiune de refulare de 7 bar, pierderea maximă admisă de presiune este de 1 bar în cazul lucrărilor în roci dure și 2,5 bar în cazul lucrărilor în roci de tărie mijlocie. Diametrul interior rezultat din calcul se standardizează, adoptând cea mai apropiată valoare indicată în STAS.

De la conducte, aerul comprimat ajunge la consumatorii pneumatici prin furtunuri flexibile de cauciuc. Diametrul interior al furtunurilor se alege în funcție de debitul ce trece prin ele:

Q [m ³ /min]	d [mm]
1,25	15
2,5	19
5,0	28
8,0	35
12,0	42

5.4.5. EVACUAREA ROCII ÎMPUȘCATE LA SĂPAREA PUȚURILOR

Sisteme de evacuare a rocii împușcate. Evacuarea rocii împușcate la săparea puțurilor verticale se poate efectua cu instalații de extracție cu o singură ramură a cablului de extracție sau două ramuri lucrătoare ale acestuia.

Schema extracției cu două ramuri lucrătoare este prezentată în fig. XIX.183, a. Chibla încărcată 1 se deplasează în sens ascendent, în timp ce chibla goală 2 — în jos. În acest timp a treia chibla 3 se încarcă în frontul de lucru cu rocă. Chibla extrasă la suprafață se descarcă, iar cea goală, ajunsă la frontul de lucru, se decuplează de la cablu, în locul ei cuplându-se chibla deja încărcată. După această operație începe următorul ciclu de extracție, în decursul căruia la frontul de lucru se încarcă chibla goală. Astfel, la acest sistem se află în mișcare în permanență două chible.

În cazul schemei de extracție cu un singur cablu (fig. XIX.183, b), se află în mișcare o singură chibla 1, care se descarcă la suprafață fără decuplarea ei de la cablu, în timp ce chibla 2 se încarcă la frontul de lucru. Aceasta se cuplează la cablu de extracție după sosirea în front a chiblei goale.

Astfel, la sistemul de evacuare cu două cabluri, trolul de extracție trebuie să aibă două tobe, în timp ce la sistemul cu un singur cablu — o tobă. Capacitatea de extracție a instalației cu două chible este mai mare decât a celei cu o singură chibla, iar această diferență crește odată cu creșterea adâncimii puțului. La aceeași capacitate a chibelei și în cazul aceleiași viteze de deplasare, puterea necesară pentru instalația cu o singură chibla este însă de 1,3—1,5 ori mai mare decât a celei cu două chible. Extracția cu o singură chibla asigură o mare flexibilitate în lucru, ținând seama de faptul că la extracția cu două chible este dificil de realizat simultan bascularea chiblei superioare în vederea descărcării și cuplarea la cablu a celei inferioare.

Sistemul de evacuare cu o singură chibla se recomandă în cazul când adâncimea de extracție este de așa natură încât durata unui ciclu complet de deplasare a chiblei este mai mică decât timpul necesar încărcării acesteia.

Sistemul de evacuare cu două chible se recomandă la adâncimi și secțiuni transversale mai mari ale puțurilor.

Regimul de lucru al instalațiilor de extracție. Regimul de lucru al instalațiilor de extracție folosite la săparea puțurilor se caracterizează printr-o complexitate apreciabilă. Acest lucru este condiționat de variația permanentă a adâncimii puțului, ceea ce atrage după sine necesitatea schimbării vitezei și a tahogramei mișcării chibelelor.

Extracția cu o singură chibla. Spațiul parcurs de chibla în stare neghidată de la frontul de lucru la rama de întindere a cablurilor de ghidare este de 15—30 m. Viteza maximă de deplasare pe

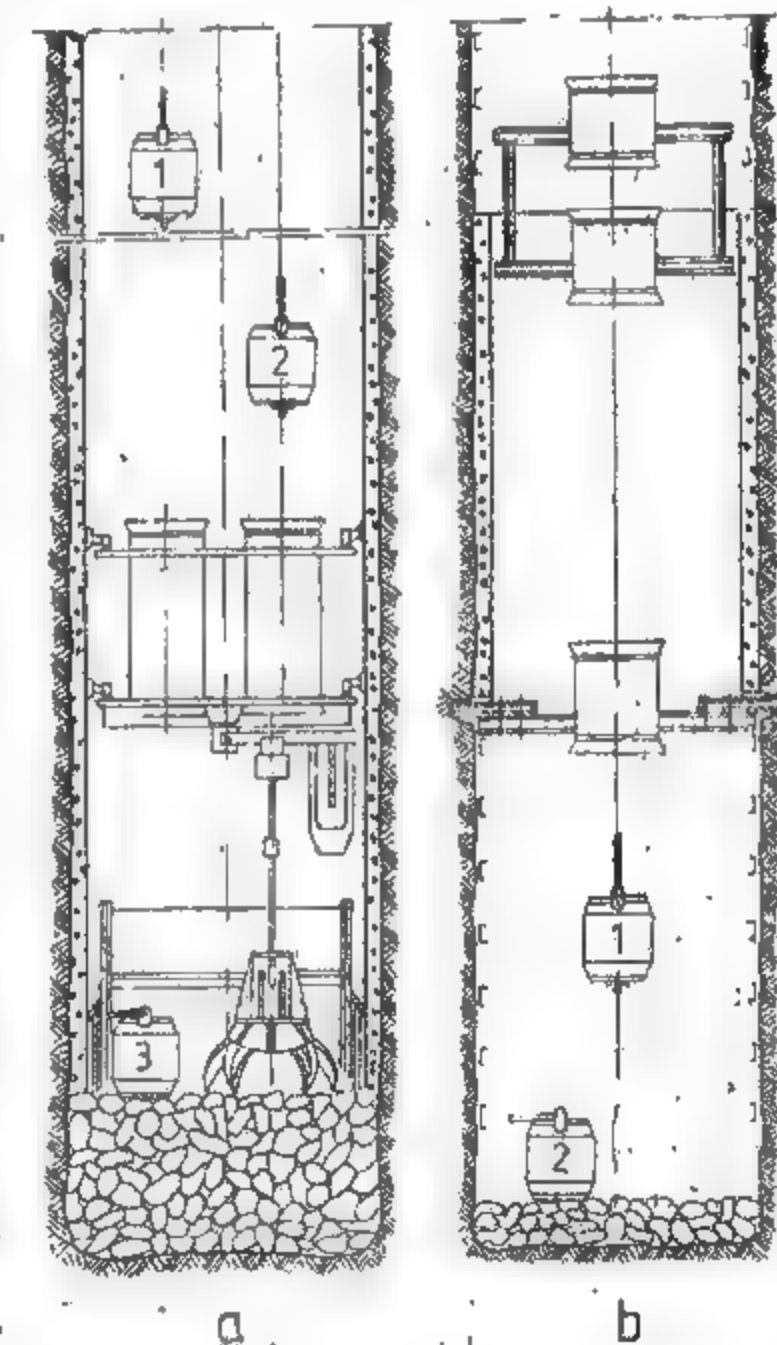


Fig. XIX.183. Sisteme de extracție cu chibla.

această porțiune este limitată la cel mult 2 m/s în cazul transportului de material și la 1 m/s la transportul de personal. În momentul trecerii chiblei prin deschizătura ramei de întindere, elema superioară a cablului antrenează sania (rama) de ghidare. Datorită faptului că pe porțiunea neghidată chibla poate să penduleze, există pericolul izbirii ei, în momentul trecerii prin ramă, de muchiile orificiului de trecere. Din acest motiv, viteza de trecere prin ramă trebuie să scadă până la 0,4–0,8 m/s. Astfel mișcarea chiblei pe porțiunea neghidată până la ramă se poate considera că se desfășoară după o tahogramă trapezoidală (fig. XIX.184, a), în perioada t_f (deplasare fără ghidaje), după o tahogramă trapezoidală (fig. XIX.184, a), în perioada t_f (deplasare fără ghidaje),

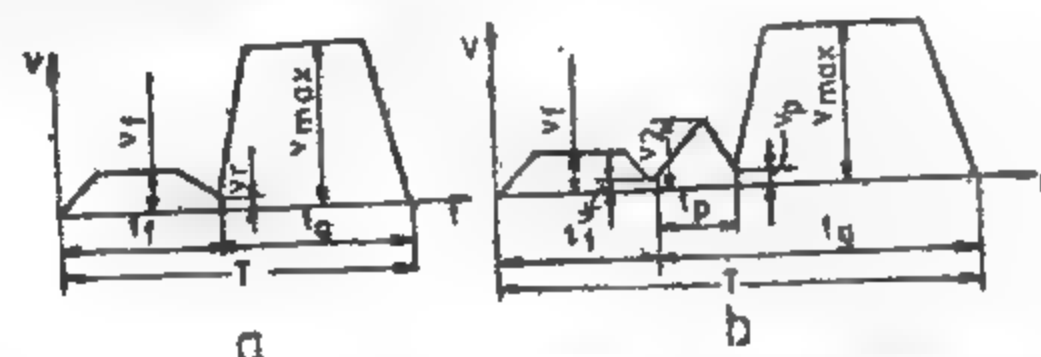


Fig. XIX.184. Tahograma mișcării chiblei în cazul extracției cu un singur cablu.

viteza maximă fiind v_f . Aceasta scade în momentul trecerii prin deschizătura ramei la v_r , cu valorile indicate mai sus.

În timpul mișcării chiblei între ramă și podul suspendat, viteza maximă v_p (fig. XIX.184, b) se adoptă în funcție de mărimea distanței (20–30 m) între ramă și pod. La trecerea chiblei prin deschizătura podului, viteza trebuie să scadă la $v_p = 0,7 \dots 1$ m/s. După trecerea de podul de siguranță, mișcarea chiblei este ghidată și ea se desfășoară în perioada t_g (ghidat) în secțiunea liberă a puțului, după o tahogramă trapezoidală. Viteza maximă pe această porțiune se poate adopta

$$v_{max} \leq \frac{2}{3} 0,8 \sqrt{H} = 0,53 \sqrt{H} \quad [\text{m/s}] \quad (5.44)$$

unde H este lungimea traseului, m.

Accelerațiile și decelerațiile mișcării chiblei trebuie menținute în limitele 0,3–0,5 m/s².

La sfârșitul cursei, cînd chibla trece prin ușile ramei de la gura puțului, viteza nu trebuie să depășească 1 m/s.

Extracția cu două chible. La extracția cu două chible (fig. XIX.185, a) același proces se repetă atât pentru chibla ascendentă cît și pentru cea descendentă. Mișcării neghidate a chiblei inferioare îi corespunde mișcarea în zona gurii puțului și în turn a chiblei superioare, cînd în perioada de încetinire, în inelul inferior al acesteia se introduce cîrligul în vederea răsturnării și descărcării materialului. Mișcarea chibelelor între rama de întindere și podul de siguranță este independentă de sensul de deplasare și are loc după o diagramă triunghiulară cu perioada de accelerare t_a pentru chibla ascendentă și t_d pentru chibla descendentă (fig. XIX.185, b) perioadele corespunzătoare de încetinire fiind t_s și t_{s0} , suma acestor timpi corespunzînd mării t_p — durata trecerii chibelelor prin pod.

Pentru calculele cinematice, perioadele de trecere ale chibelelor prin rame și poduri se caracterizează printr-un coeficient global de neuniformitate a mișcării.

Durata unui ciclu complet de extracție în cazul extracției cu o singură chibla este :

$$T_{c1} = 2T + t_{01} + t_{02} \quad [\text{s}] \quad (5.45)$$

unde : T este durata mișcării chiblei în puț, s ;

t_{01} — durata descărcării chiblei și manevrei la suprafață, (60–70 s) ;

t_{02} — durata pauzei la frontul de lucru, necesară decuplării și cuplării la cablu a chiblei, precum și curățirii părții inferioare (30–40 s).

În cazul extracției cu două chible, t_{01} și t_{02} se suprapun :

$$T_{c2} = 2T + t_{01} \quad [\text{s}] \quad (5.46)$$

Durata mișcării chiblei în puț ;

— la extracția cu o singură chibla

$$T = t_f + t_g \quad [\text{s}] \quad (5.47)$$

— la extracția cu două chible

$$T = 2t_f + t_g \quad [\text{s}] \quad (5.48)$$

unde t_f este durata deplasării pe traseul fără ghidaje, s ;

t_g — durata deplasării pe traseul ghidat, s.

Tahogramele cu 6 faze (fig. XIX.184, a și XIX.185, a) pentru o singură chibla și tahogramele cu 9 faze în cazul extracției cu două chible se folosesc pentru săparea puțurilor de explorări, în timp ce pentru alte cazuri se folosesc tahogramele cu mai multe faze (fig. XIX.184, b și XIX.185, b).

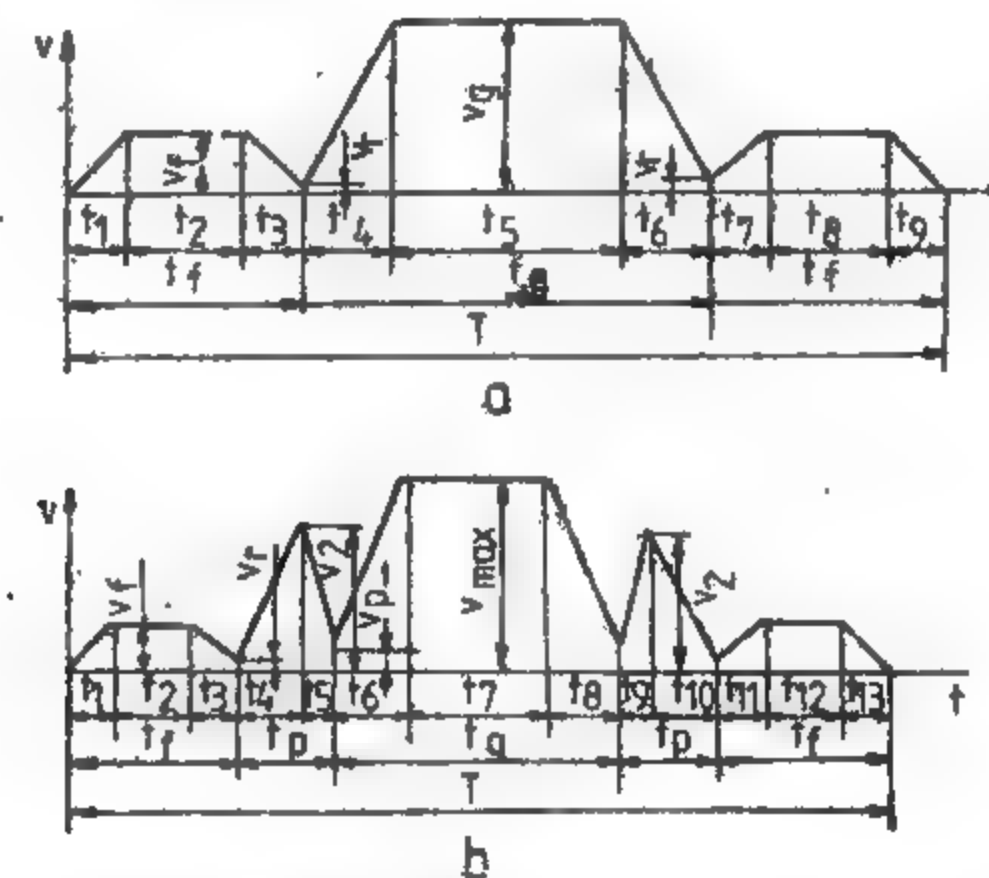


Fig. XIX.185. Tahograma mișcării chiblei în cazul extracției cu două cabluri.

Turnuri de extracție. Deoarece turnurile de extracție folosite în procesul de săpare a puțurilor reprezintă amenajări temporare, este rațională reutilizarea lor multiplă.

La lucrări geologice cu caracter de explorare se utilizează și turnuri de lemn, cu înălțimea pînă la 18 m și cu deschiderea între punctele de sprijin de 7–16 m.

Turnurile metalice demontabile se remarcă prin simplitatea construcției, montare și demontare rapidă, masă redusă, posibilitatea transportului și reutilizării lor. Din acest motiv ele sînt mai avantajoase decît cele de lemn.

Un turn metalic pentru săpare (fig. XIX.186) constă dintr-o platformă de rezistență 1 pentru susținerea moletelor și a utilajului ajutător, fermele 2 formate din picioarele

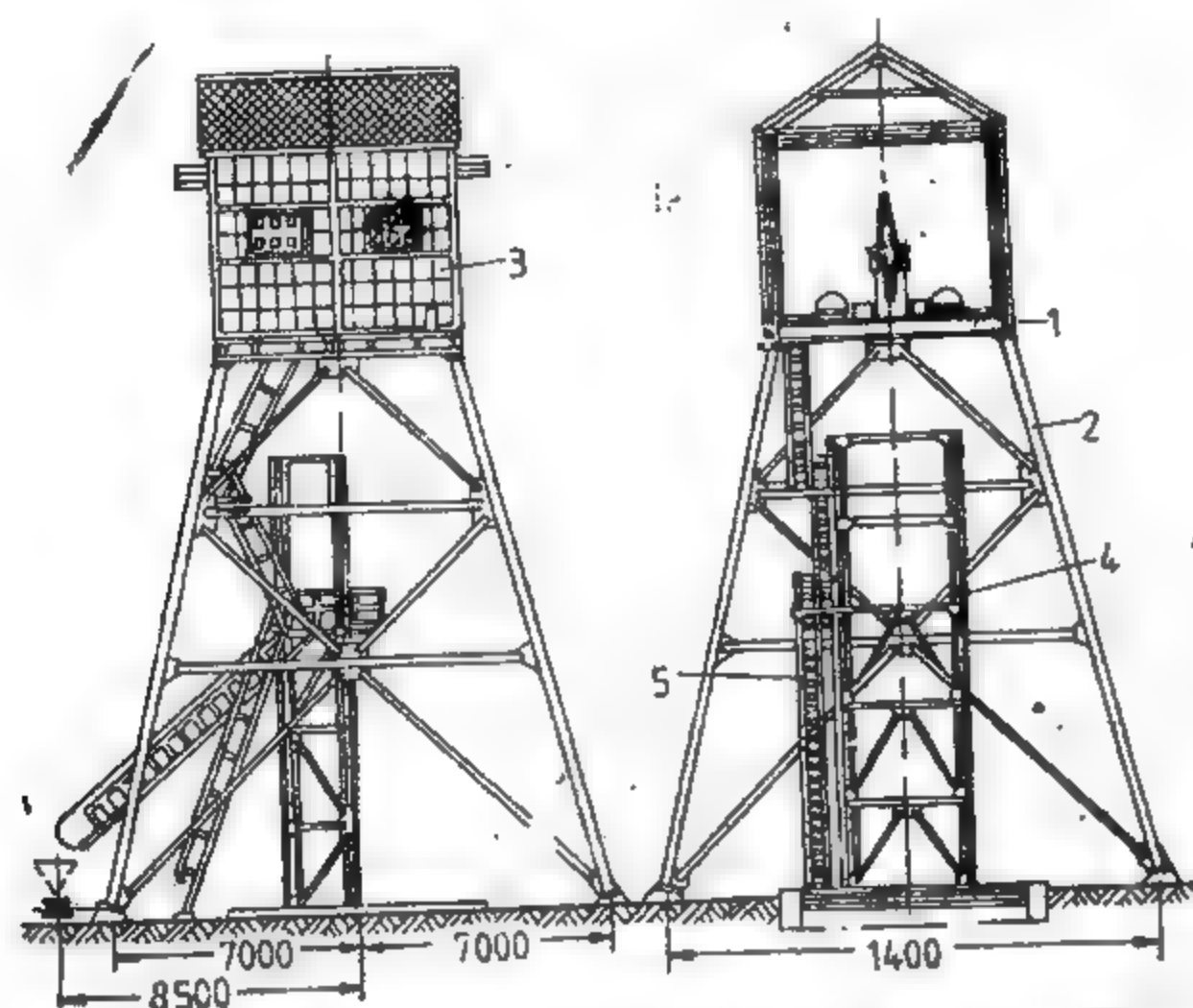


Fig. XIX.186. Turn metallic demontabil pentru săpare.

Înclinate legate între ele printr-o rețea de profile laminate. Scheletul de rezistență îngădrit deasupra platformei 1 are rolul de a susține traversele ce permit montarea și demontarea moletelor. Pe scheletul vertical 4 sunt montate platforma de primire pentru descărcarea chibelelor și scara 5.

În vederea micșorării duratei montării și demontării, turnurile de construcție modernă se execută din subansamble spațiale articulate între ele, realizate din țevi sudate (fig. XIX. 187). Asamblarea articulată a blocurilor se face la nivelul platformelor de descărcare și a celei superioare care susține moletele de deviere.

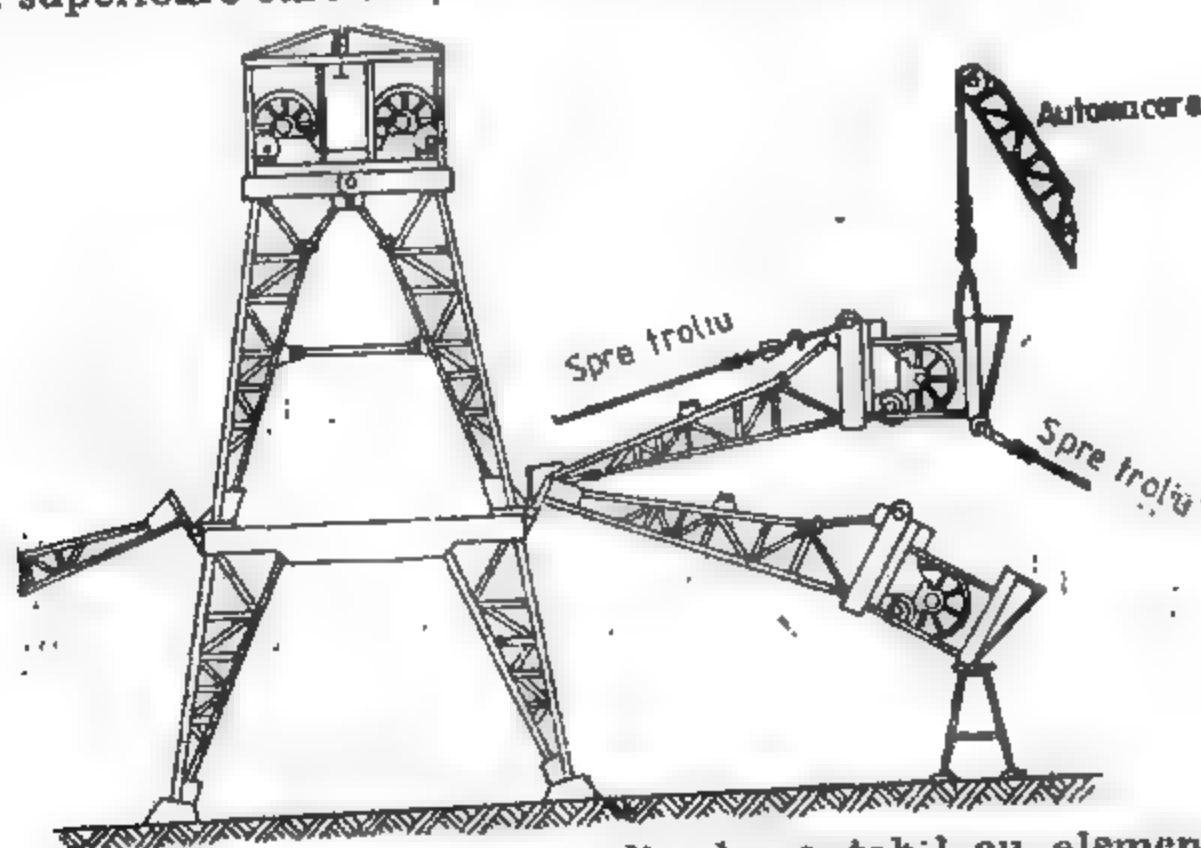


Fig. XIX.187. Turn metallic demontabil cu elemente articulate (U.R.S.S.).

În tabelul XIX.60 sunt prezentate caracteristicile unor turnuri de săpare moderne, tipizate în URSS.

Chibie de evacuare și dispozitive de răsturnare a chibelelor. Măsură NTS la transportul cu chibie. Chibie, carabine, săni de ghidare. Chibla este un vas de transport, care are formă de butoi, utilizat la săpări sau adinciri de puțuri pentru transportul personalului, sterilului și a diferitelor materiale, sau pentru evacuarea apei. Capacitatea chibelelor variază între 0,5–3 m³. Principalele caracteristici ale chibelelor tipizate în România, sunt prezentate în tabelul XIX.61, iar în fig. XIX.188 este prezentată o astfel de construcție.

Tabelul XIX.60

Turnuri de săpare tipizate

Caracteristici	Tipul turnului					
		II	III	IV	PK-2*	PK-3*
Distanța între reazeme, m	12×12	14×14	12×7	14×8	10×13	14×14
Dimensiunile platformei, m	5,5×5,5	7×7	7×8	8×8,6	5×6	7×7
Dimensiunile platformei inferioare, m	—	—	—	—	8,1×10,3	10,9×10,9
Înălțimea platformei superioare, m	19	20,5	22	22,5	18,8	20,9
Înălțimea platformei inferioare, m	—	—	—	—	7,9	9,9
Masa construcției, t	35,1	60,0	80,2	93,0	50,1	62,06
Diametrul maxim al puțului, m	5	6,5	7	9	6,5	8
Adâncimea puțului, m	≤400	≤800	≤1100	1400	800	1200

* construcții articulate.

Tabelul XIX.61

Chibie tipizate în România

Parametrii	UM	Volumul chiblei, m ³			
		0,5	0,75	1,0	1,5
Diametrul interior	mm	840	1000	1150	1300
Înălțimea maximă	mm	1725	1900	2050	2350
Sarcina la cîrlig	daN	1500	2500	2500	5000
Sarcina utilă maximă	daN	500	750	1000	1500
Masa proprie	kg	510	690	790	1260

Corpul 1 al chiblei se confecționează din tablă de oțel rezistentă la uzură, avînd grosimea de 6—12 mm, în funcție de capacitatea chiblei. La partea inferioară se prevăd unul sau două inele 2 pentru operația de răsturnare. Toarta 3 a chiblei se confecționează din oțel rotund, prin forjare liberă sau în matrită, iar legătura între toartă și corp se realizează prin intermediul unor eclise și bolțuri.

Legătura între chibla și dispozitivul de legare a cablului se face prin intermediul carabinei. Pînă la sarcina de 5000 daN carabinele se leagă la dispozitivul de legare a cablului cu inimă excentrică EI69, iar peste această sarcină se utilizează dispozitivul de legare tip DLC-1.

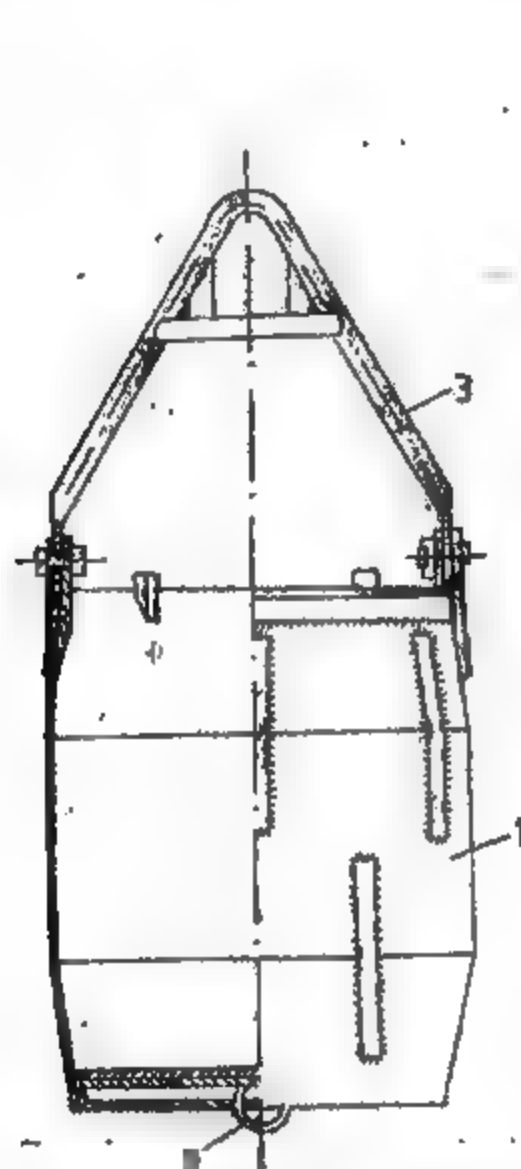


Fig. XIX.188. Chibla tipizată pentru minele din România.

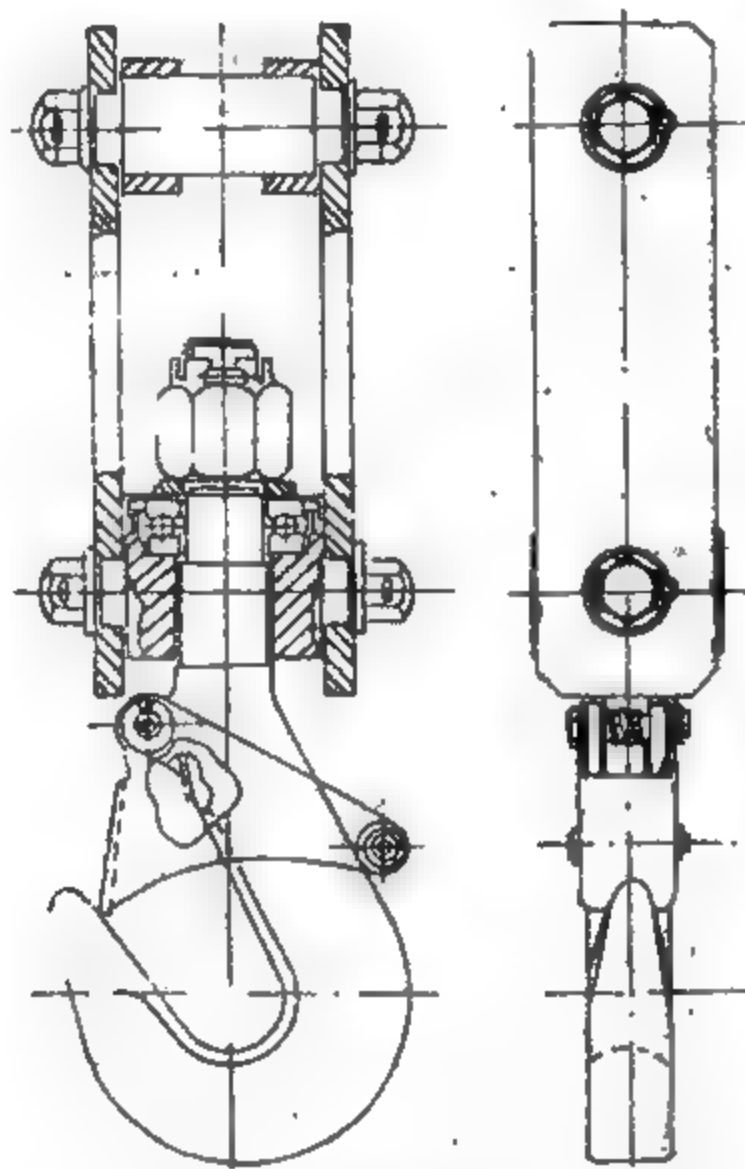


Fig. XIX.189. Carabină tipizată în România.

Construcția carabinei permite rotirea corpului acesteia față de cîrlig prin intermediul unui rulment axial (fig. XIX.189). În tabelul XIX.62 sînt prezentate caracteristicile carabinelor tipizate în România.

Tabelul XIX.62

Carabine tipizate în România

Sarcina [daN]	Lungimea [mm]	Lățimea [mm]	Grosimea [mm]	Masa [kg]
5000	679	267	125	57,5
3200	640	267	125	46,4
1500	625	200	—	30

Ghidarea chiblei în timpul deplasării, în secțiunea liberă a puțului, se efectuează prin intermediul unei săni de ghidare. Chibla suspendată de cablul de extracție 2 (fig. XIX.190), traversînd în sens ascendent podul de siguranță inferior, antrenează sania de ghidare. Aceasta constă din scheletul 4 prevăzut cu manșoanele de ghidare 3 care alunecă de-a lungul celor două cabluri de ghidare întinse 1. În România sînt tipizate săniile de ghidare prevăzute cu acoperișul de protecție 5 (fig. XIX.190) care protejează persoanele din chibla împotriva căderii unor obiecte sau a apei în timpul transportului.

Dispozitive de răsturnare. Descărcarea chibelor se efectuează prin răsturnare, cum se observă în fig. XIX.191. Pe dispozitivul suspendat 1 este fixat lanțul 2 cu cîrligul 3 care se introduce în inelul fixat de fundul chiblei, în momentul cînd chibla a depășit ușile platformei de primire. După aceasta se închid ușile podului, iar chibla este lăsată încet să coboare. Datorită faptului că partea inferioară este suspendată de lanț, chibla se răstoarnă și se descarcă pe un jgheab inclinat. Pentru a evita coborîrea concomitentă a ramei de

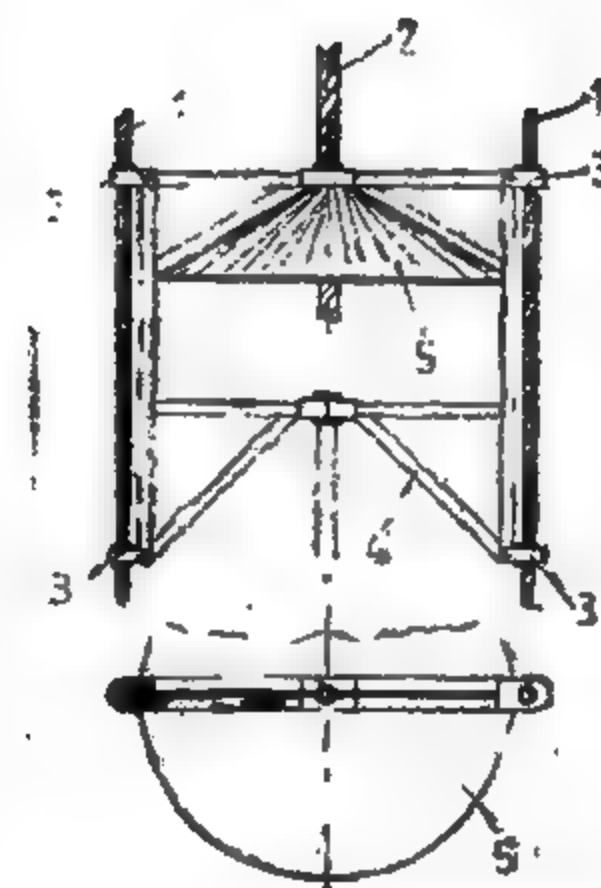


Fig. XIX.190. Sanie de ghidare tipizată în România.

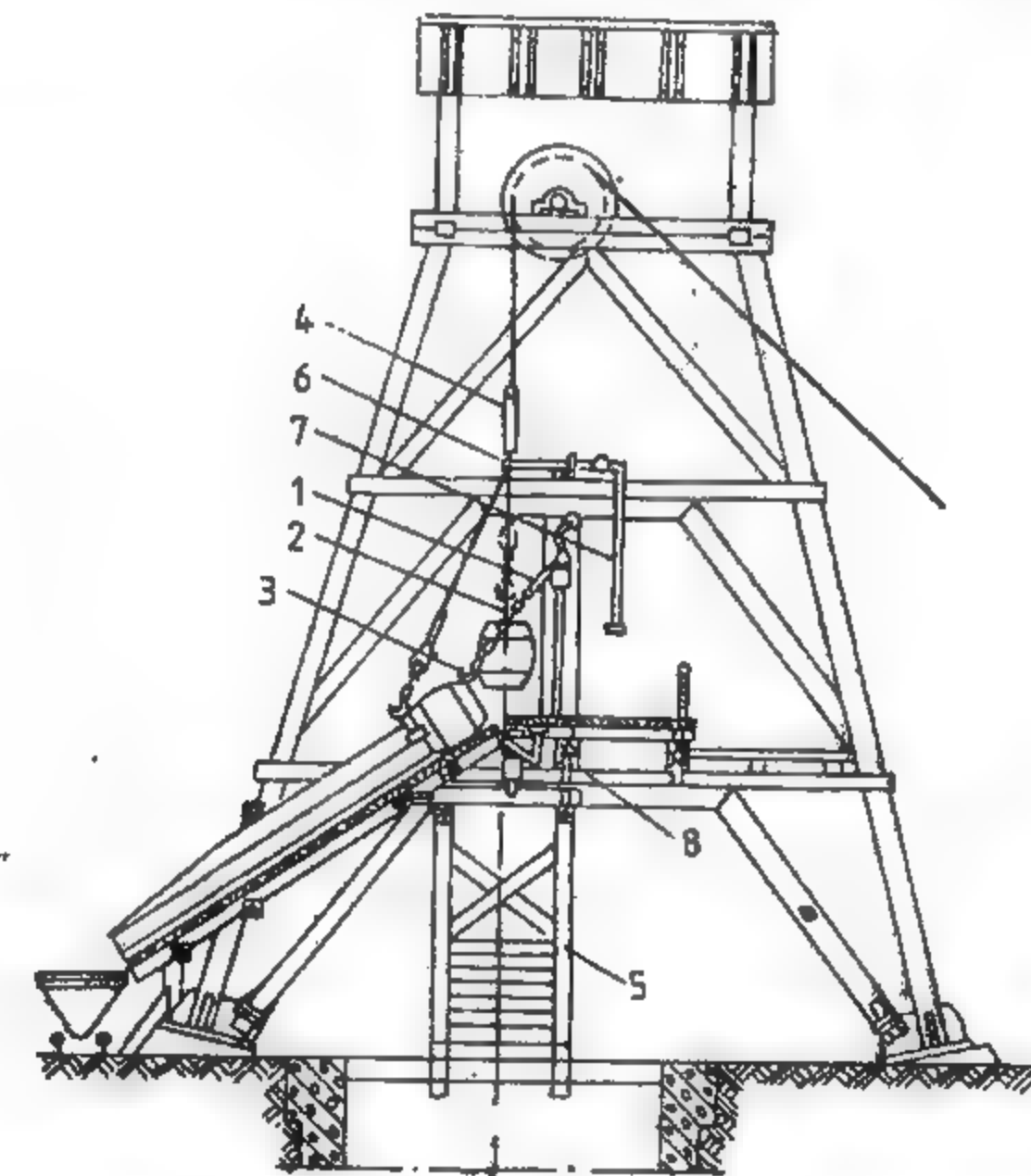


Fig. XIX.191. Dispozitiv convențional pentru descărcarea chiblei.

ghidare 4 împreună cu chibla în vederea descărcării, pe scheletul 5 al turnului este montat opritorul 6, prevăzut cu maneta 7, care menține rama de ghidare în poziția superioară pînă la revenirea chiblei în poziție de transport.

Orificiul practicat în platforma de primire pentru trecerea chiblei se prevede cu ușile 8 care protejează personalul ce lucrează la nivelul solului, de bucățile de material care cad la descărcarea chiblei.

Platforma de primire se amplasează la 7—8 m înălțime de asupra solului. Înclinarea jgheabului metalic de primire a materialului este de 36—42°. La partea inferioară a jgheabului se află un închizător cu sector amplasat la o înălțime determinată de natura și gabaritul mijloacelor de transport al sterilului la haldă.

Un alt sistem de descărcare a chiblelor este prezentat în fig. XIX.192. Acesta presupune existența, în partea inferioară a chiblei, a două fusuri laterale 2 (fig. XIX.192,b).

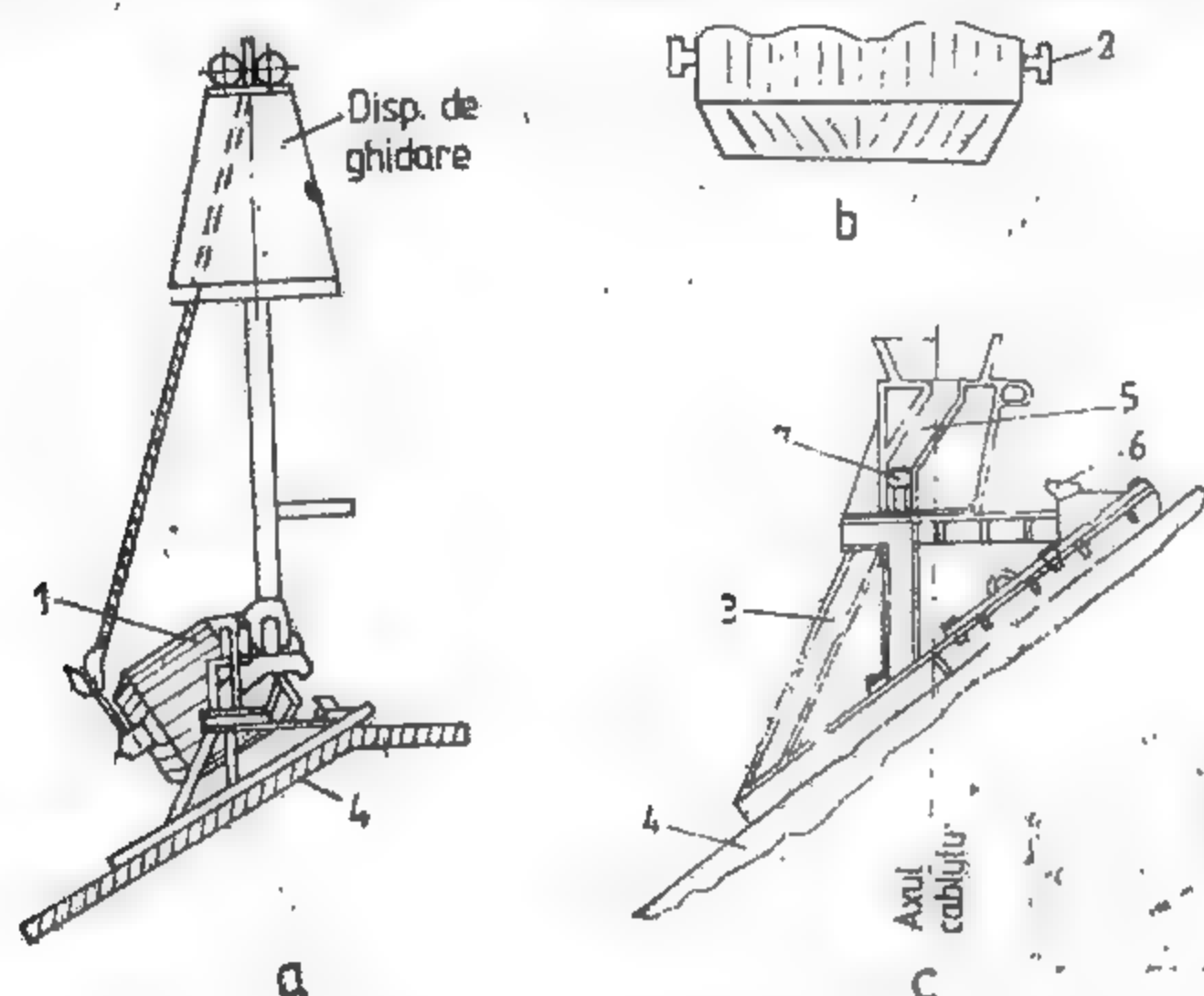


Fig. XIX.192. Dispozitiv de descărcare pentru chible autobasculante:

a — vedere de ansamblu; b — partea inferioară a chiblei; c — detaliul dispozitivului de descărcare.

După închiderea ușilor de siguranță a platformei de descărcare și suspendarea dispozitivului de ghidare, chibla 1 este lăsată să coboare pe dispozitivul de descărcare format din scheletul metalic 3, fixat în partea superioară a jgheabului înclinat 4. Fusurile 2 intrând în ghidajele 5, chibla se înclină datorită reazemului 6, rotindu-se în jurul fusurilor susținute de tampoanele de cauciuc 7, montate la partea inferioară a ghidajelor, în scopul amortizării șocurilor.

Măsuri de protecția muncii la transportul cu chible. Conform Normelor de protecția muncii, la transportul cu chible se impune a se respecta următoarele prevederi principale:

- nivelul materialului încărcat trebuie să fie cu cel puțin 10 cm sub marginea superioară a chiblei, iar obiectele care depășesc marginile acesteia vor fi legate de toartă;
- chibla se poate manevra fără ghidaje numai pe înălțimea tronsonului în curs de săpare și amenajare;

— transportul persoanelor în chibla este admis în condițiile: chibla să fie cu fund fix prin construcție; deasupra chiblei să fie montat un acoperiș metalic rezistent din tablă de oțel cu o grosime de cel puțin 5 mm; să nu se transporte în aceeași chibla materiale sau unelte; persoanele să stea în picioare și să fie legate cu centură de siguranță de

carabina cablului; numărul de persoane din chibla să nu depășească numărul prevăzut prin instrucțiuni.

Poduri de siguranță. Recomandări NTS privind numărul și amplasarea podurilor de siguranță. Construcția podurilor de siguranță. În vederea asigurării unei securități depline pentru personalul care se află la frontul de lucru, puțurile în săpare se prevăd cu poduri de siguranță. Rama de întindere a cablurilor de ghidare a chiblei servește, de asemenea, ca pod de siguranță.

În fig. XIX.193 este prezentată construcția unei rame-pod de întindere siguranță cu carcasă metalică. Podul are opt elemente de sprijin. El este străbătut de tuburile

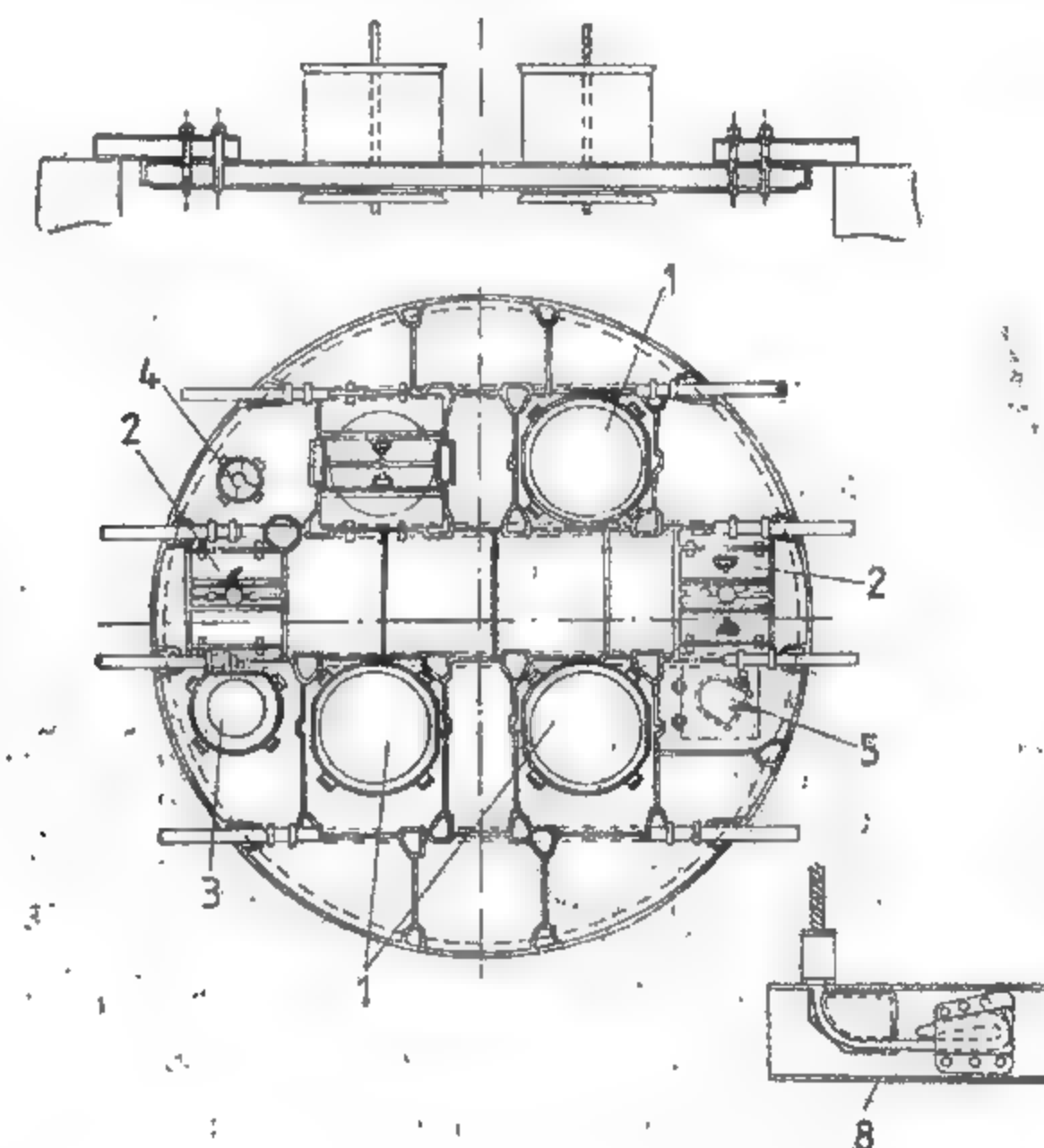


Fig. XIX.193. Construcția ramei — pod de siguranță.

pentru trecerea chiblelor. Sunt prevăzute în pod compartimentele 2 pentru coborirea pompelor și locurile de amplasare a tuburilor de aeraj 3, de aer comprimat 4, precum și pentru scara de salvare 5. Această ramă-pod se amplasează la o înălțime de 20—30 m față de frontul de lucru.

Tot în cadrul fig. XIX.193 este prezentat modul de fixare a cablurilor de ghidare a chiblei de această ramă (8). Se recomandă utilizarea cablurilor de ghidare de construcție închisă, cu diametrul sirmelor de 2,8—3,5 mm. În funcție de adâncimea puțului, se utilizează cabluri de ghidare cu diametrul de 20—28 mm.

Podurile suspendate mobile servesc ca platforme pentru lucrări de armare, pentru montarea pe ele a utilajului auxiliar, precum și pentru protecția personalului din frontul de lucru împotriva căderii unor obiecte.

În funcție de procedeul de lucru, se utilizează poduri simple (monoetajate) sau duble (cu două etaje). În fig. XIX.194 sînt prezentate unele construcții de poduri pentru puțuri cu secțiune redusă. Pentru trecerea chibelelor, primul tip este prevăzut cu tuburile 1, iar cel de al doilea, cu ușile 2. Ambele poduri constau din rama metalică 3 asamblată cu șuruburi, platforma din tablă striată 4, ușile 5 pentru coborîrea utilajului, piesele articulate 6 pentru fixarea podului în pereții puțului și dispozitivul de suspendare 7. În cazul secțiilor mai mari de săpare, aceste poduri se suspendă lateral în mai multe puncte. Podul

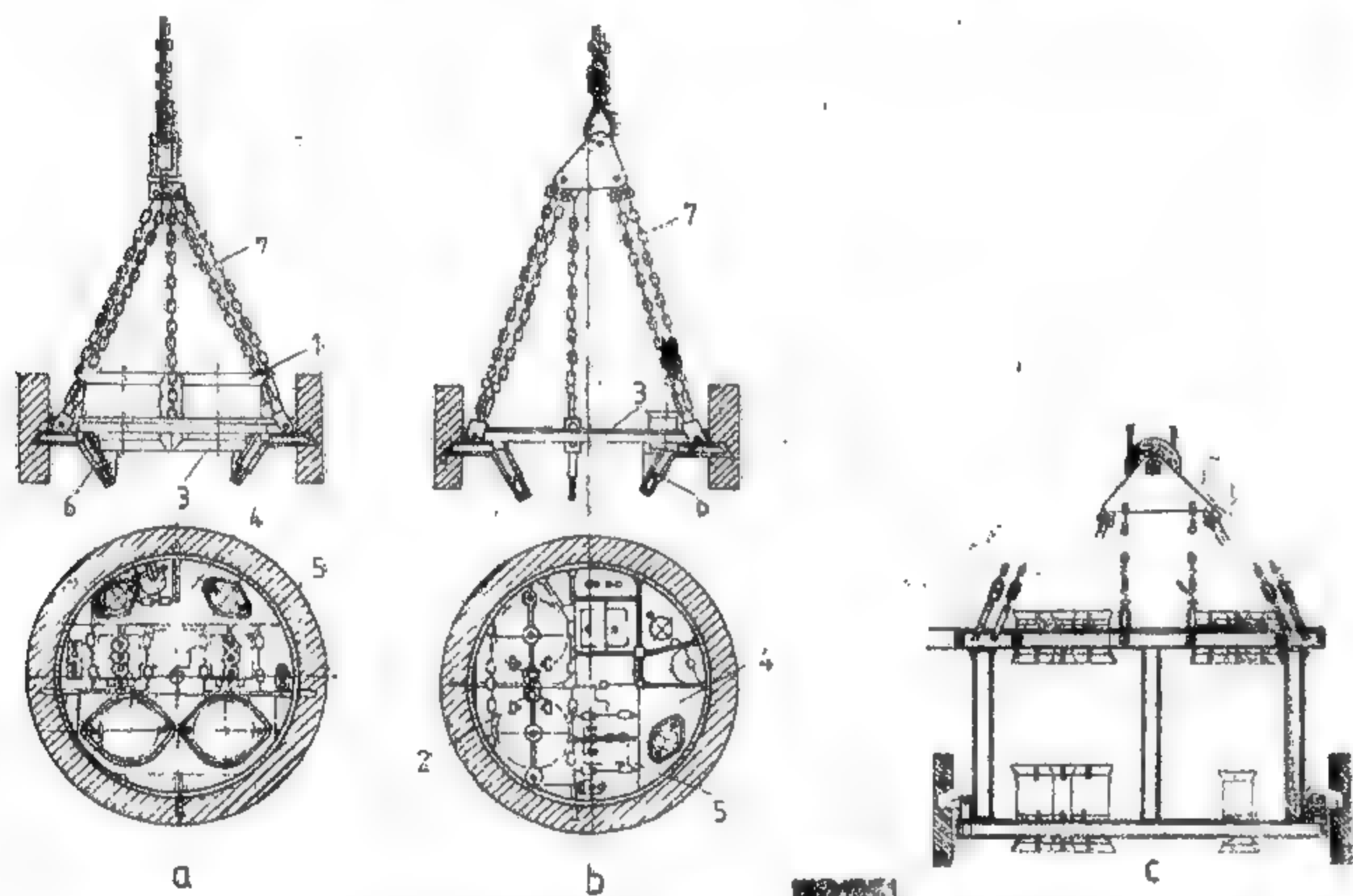


Fig. XIX.194. Poduri mobile de siguranță:

a și c — cu tuburi de trecere; b — cu fereastră și uși.

fix, montat la nivelul gurii puțului, este destinat pentru închiderea acestuia. Cadrul de rezistență al acestui pod se assemblează din profile laminate grele, iar grinzile transversale se amplasează ținînd seama de circulația chibelelor, de necesitatea coborîrii pompelor, a conductelor de apă, de aer comprimat, de aeraj, a scărilor și a cablurilor. În funcție de poziția stabilită a grinzilor, se montează ușile podului care împiedică căderea în puț a bucăților de rocă și a diferitelor obiecte.

Recomandări NTS privind podurile de siguranță. Conform Normelor de protecția muncii, la săparea puțurilor se execută poduri de siguranță după cum urmează:

— două poduri fixe, din care unul la gura puțului, iar al doilea la cel mult 20 m sub primul, prevăzute cu uși ce se vor deschide alternativ, la trecerea chibelei. Spațiul liber între chibla și orificiul de trecere prin poduri este de cel mult 20 cm;

— un pod mobil, care va urmări adîncirea puțului la cel mult 25 m deasupra frontului de lucru, prevăzut cu fereastră liberă pentru trecerea chibelei. În cazul utilizării graifă-

relor, această distanță poate fi majorată la maximum 50 m. Fereastră de trecere a chibelei se prevede cu tub de trecere, cu înălțime de 1,2 m deasupra podului.

Podul mobil poate fi înlocuit cu podul de întindere a cablurilor de ghidare a chibelei;

— poduri fixe de lucru pentru săpare, susținere și amenajare, potrivit specificului lucrării.

Executarea concomitentă a săpării și susținerii puțului se admite cu respectarea următoarelor măsuri:

— podul de lucru trebuie să fie prevăzut cu tuburi pentru trecerea chibelei, cu înălțimea de 1,2 m deasupra podului;

— la cel mult 10 m deasupra podului de lucru să existe un pod de siguranță cu fereastră pentru trecerea chibelei.

Cabluri. Cablurile folosite la săparea puțurilor sînt de secțiune circulară. După destinație ele se împart în trei grupe (fig. XIX.195): de *exracție* (b, c, d, e), de *susținere* (b), de *ghidare* (a, b). Fiecare din aceste grupe trebuie să îndeplinească diferite condiții și au coeficienți de siguranță diferiți.

Rezistența specifică a oțelurilor pentru cabluri este de 140—200 daN/mm². Diametrul sîrmelor variază între 0,2—3 mm.

Cablurile pot avea construcție *deschisă* (a, b, c, d) sau construcție *închisă* (e). Cablurile de construcție închisă se confecționează din sîrme profilate, ele sînt mai scumpe decît cele de construcție deschisă, se controlează mai dificil și se îndoaie mai greu. Din aceste motive se recomandă utilizarea lor în calitate de cabluri de ghidare.

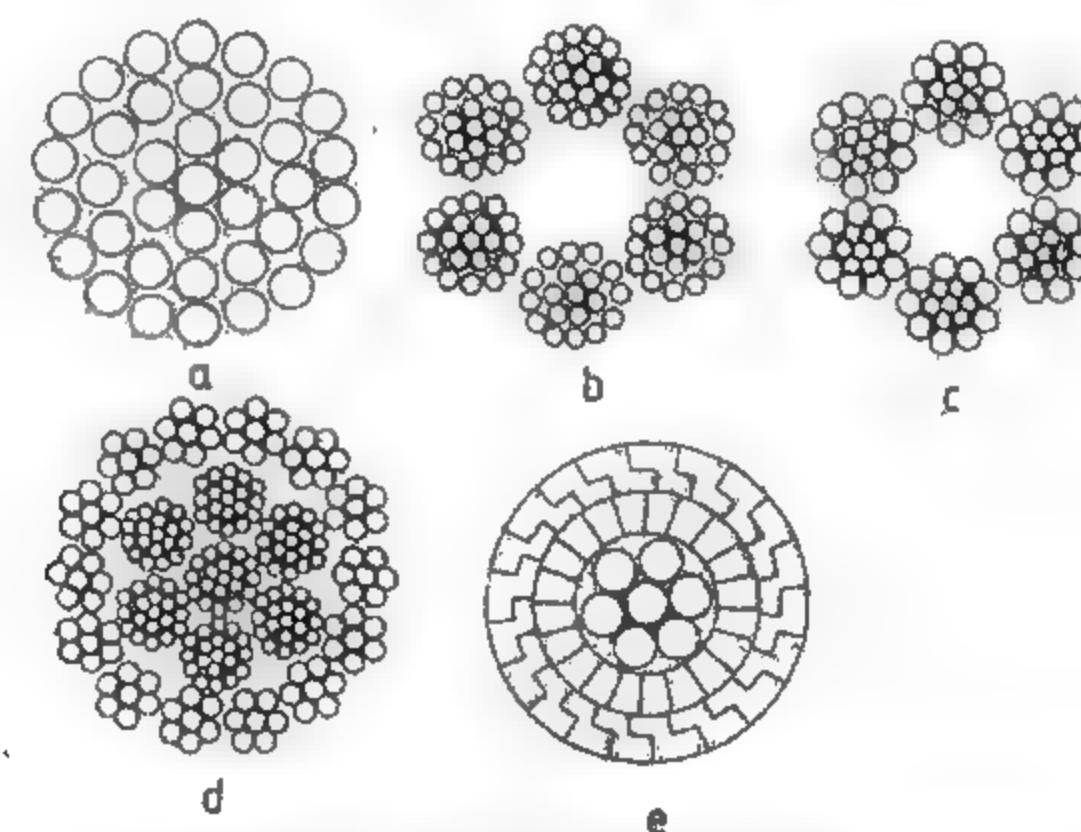


Fig. XIX.195. Cabluri de extracție folosite la săparea puțurilor.

Cablurile de construcție deschisă se assemblează din toroane grupate în jurul unei inimi, într-unul sau în mai multe straturi concentrice. În funcție de tipul toroanelor cablurile pot fi cu contact punctiform, liniar și mixt. În cazul în care sîrmele din straturile vecine sînt în contact numai în punctele lor de intersecție, toronul este cu *contact punctiform*. Dacă stratele învecinate ale toroanelor au același sens de înfășurare, sîrmele din două straturi consecutive sînt în contact pe toată lungimea lor, iar aceste toroane se numesc cu *contact liniar*. Acestea din urmă se remarcă printr-o durabilitate mai mare. Toroanele care sînt formate din straturi cu același număr de sîrme, dar cu diametre diferite de la strat la strat, se numesc de tip *Seale*.

Dacă sensul de înfășurare a toroanelor în jurul inimii coincide cu sensul de înfășurare a sirmelor din stratul exterior al toroanelor, cablarea este *paralelă*, în caz contrar cablarea este de tip *cruce*.

Cablurile cu cablare în cruce prezintă tendință redusă de dezrăsucire. În general, cablurile cu un singur strat de toroane prezintă tendință de răsucire în jurul axei lor, ceea ce constituie un neajuns în cazul vaselor de extracție neghidate, cum sunt chibelele.

La extracția cu chibele, cablul se dimensionează în funcție de sarcina maximă statică:

$$Q_{max} = Q_u + Q_{ch} + Q_r + qH_0 \quad [\text{daN}] \quad (5.49)$$

unde: Q_u — încărcătura utilă (roca), daN;

Q_{ch} — greutatea proprie a chibelei, daN;

Q_r — greutatea ramei de ghidare, daN;

q — greutatea pe metru a cablului, daN/m;

H_0 — înălțimea de suspendare a cablului, m

$$H_0 = H + H_1 \quad [\text{m}] \quad (5.50)$$

H — adâncimea maximă de extracție, m;

H_1 — înălțimea turnului (fig. XIX.196), m;

Încărcătura de rocă este

$$Q_u = V\gamma_r \quad [\text{daN}] \quad (5.51)$$

unde: V este volumul util al chibelei, m^3 ;

γ_r — greutatea volumetrică a rocii, $\gamma_r = 1200 - 2500 \text{ daN/m}^3$;

$\psi = 0,85 - 0,95$ — coeficientul de umplere a chibelei.

Greutatea pe metru a cablului, necesară pentru vehicularea chibelei, este:

$$q = \frac{Q_{max}}{\frac{\sigma_r}{100 \gamma \cdot c} - H_0} \quad [\text{daN/m}] \quad (5.52)$$

unde σ_r este efortul specific de rupere a oțelului cablului, daN/cm²;

$\gamma = 0,0089 - 0,0093 \text{ daN/cm}^3$ — greutatea specifică a cablului;

c — coeficientul de siguranță la rupere a cablului ($c = 6$ pentru transportul de material și $c = 8$ pentru transportul de personal).

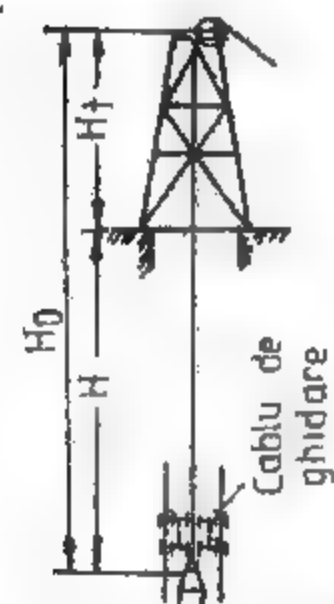


Fig. XIX.196.
Schema de calcul
a cablului.

Mașini de extracție și regimul de lucru al acestora. Mașinile și trolile de extracție folosite pentru săparea puțurilor se caracterizează prin faptul că au o utilizare multiplă, legată de necesitatea transportului de la un loc la altul. Din acest motiv ele trebuie să fie demontabile, ușor transportabile, să permită montarea rapidă și schimbarea regimului de lucru în funcție de variația adâncimii de extracție.

Pentru extracția cu o singură chibele se folosesc trolii sau mașini de extracție cu o singură tobă, iar pentru extracția cu două chibele — cu două tobe.

În general, pentru săpare se utilizează trolii de extracție cu diametrul tobei cuprins între 1,2 și 1,6 m și mașini de extracție mici, cu diametrul tobei de 2; 2,5; 3 m.

În tabelul XIX.63 sunt prezentate caracteristicile tehnice ale trolilor și mașinilor de extracție românești și sovietice folosite în țară pentru săparea puțurilor.

Alegerea trolului sau mașinii de extracție se face pe baza capacității de extracție necesară, ținând seama și de viteza de extracție.

Tabelul XIX.63

Trolii și mașini de extracție folosite la săparea puțurilor

CARACTERISTICI	Trolii de extracție (România)		România		Mașini de extracție U.R.R.S.S.									
	T-1200	2T-1200	2T-1600	2T-2000	1-2x1,5	1-2,5x2	1-3x2,2	1-3,6x2,4	2T-1,2x0,8	2T-1,6x0,8	2T-2x1,1	2T-2,5x1,2	2T-3x1,5	2T-3,5x1,8
	1,2	1,2	1,6	2	2	2,5	3	3,5	1,2	1,6	2	2,5	3	3,5
Diametrul tobei, m	1,2	1,2	1,6	2	2	2,5	3	3,5	1,2	1,6	2	2,5	3	3,5
Lungimea tobei, m	1	0,8	1	1	2	2,2	2,4	0,8	1,1	1,2	1,1	1,2	1,5	1,8
Numărul de tobe	1	2	2	2	1	1	1	1	2	2	2	2	2	2
Efortul maxim static, kN	1,6	24	40	50	63	90	140	200	25	40	63	90	140	200
Diferența de tensiuni din cabluri, kN	16	16	20	25	63	90	140	200	25	40	63	75	90	180
Viteza de extracție, m/s	2	2	4	4,5	3,14	6,83	8,19	10,47	3,14	4,19	5,23	6,83	8,19	10,47
Adâncimea maximă, m	200	200	200	300	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1350
Puterea de acționare, kW	45	45	110	132	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Momentul volant al mașinii fără reductor, kNm²	—	—	—	—	200	550	1500	3200	50	100	300	860	2100	3700
Sa netă, fără motor, t	6	8	24	39,5	30	50	75	105	14	20	40	60	85	120

La săparea lucrărilor verticale și înclinate cu adâncimea pînă la 400 m se permite înfășurarea cablului pe tobă în două straturi.

Regimul de viteze și de accelerații al mașinilor de extracție a fost ilustrat mai înainte.

Lungimea porțiunilor de mers încetinit al chibelelor variază în funcție de schema de amenajare a puțului și oscilează între anumite limite: circa 70 m în cazul schemei *paralele* de săpare și circa 40 m în cazul schemei *concomitente*. Durata diferitelor operații de manevră variază în funcție de o serie de factori ca: volumul chibelelor, modul de descărcare, calificarea și experiența lucrătorilor etc.

Pentru calcule pot fi considerate următoarele valori medii:

- durata de staționare a chibelei înaintea așezării pe vatră 10 s;
- devierea și așezarea chibelei pe vatră 15—20 s;
- manevra la nivelul platformei de descărcare 30—35 s;
- cuplarea la cablu a chibelei încărcate 10 s;
- stabilizarea chibelei (oprirea pendulării) și curățirea fundului, 10 s.

La extracția cu două chibele se mai adaugă un timp suplimentar de 20—25 s.

Capacitatea de extracție la evacuarea rocii. Capacitatea de extracție a instalației depinde de volumul chibelelor și de durata ciclului de extracție, prin urmare, de numărul ciclurilor în unitatea de timp:

$$Q_k = V \psi n \quad [\text{m}^3/\text{h}] \quad (5.53)$$

unde: $V\psi$ este volumul util al chibelei, m^3 ;

n — numărul ciclurilor de extracție

$$n = \frac{3600}{\phi T_e} \quad [\text{cicluri}/\text{h}] \quad (5.54)$$

ϕ — coeficientul de utilizare în timp a ciclului;

T_e — durata unui ciclu de extracție, s.

Astfel

$$Q_k = \frac{3600 \phi V}{\phi T_e} \quad [\text{m}^3/\text{h}] \quad (5.55)$$

Examinînd variația factorilor de influență, se observă că: mărirea vitezei de extracție peste 6—8 m/s nu asigură o creștere substanțială a capacității de extracție; creșterea a capacității chibelei are eficacitatea cea mai mare asupra creșterii capacității de extracție; o influență substanțială asupra capacității de extracție o prezintă schema de organizare a amenajării puțului și deci tahograma mișcării.

Pentru determinarea capacității de extracție la săparea puțurilor, pot fi utilizate cu suficientă precizie diagramele din figura XIX. 197.

Pentru calcule orientative, puterea de acționare necesară pentru instalație se determină cu relația:

— la extracția cu două chibele

$$P = \rho \frac{k \cdot Q_k \cdot H_1}{100 T \eta} \quad [\text{kW}] \quad (5.56)$$

— la extracția cu o singură chibă

$$P = \rho \frac{k \left(Q_k + Q_{ch} + \frac{qH}{2} \right) H_1}{100 T \eta} \quad [\text{kW}] \quad (5.57)$$

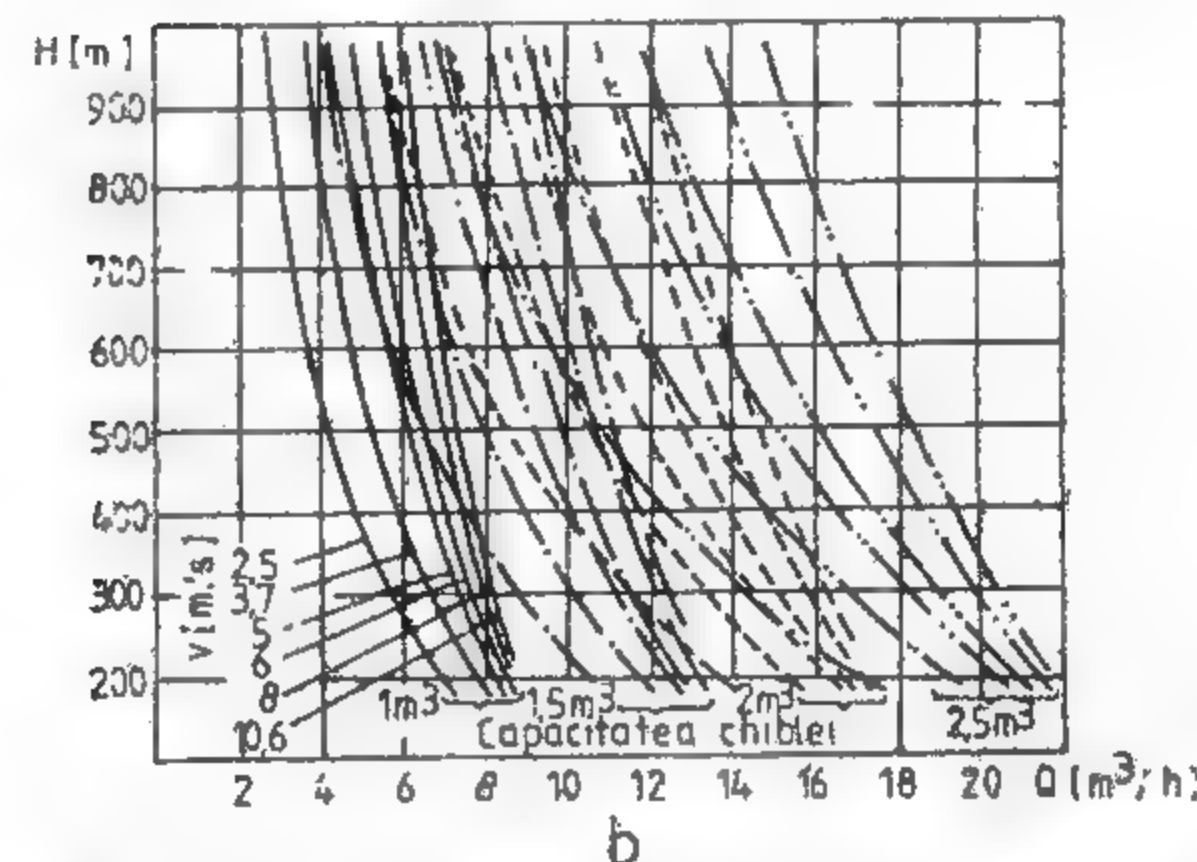
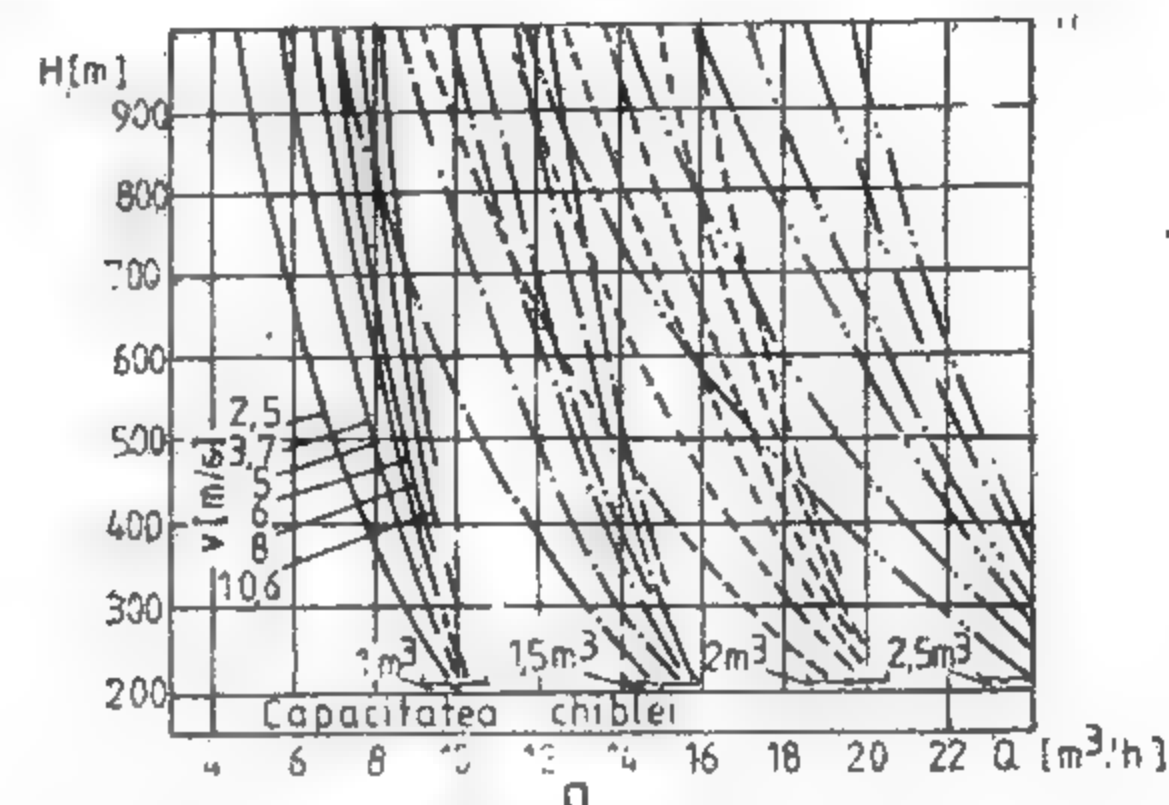


Fig. XIX.197. Nomograme pentru determinarea capacității de extracție:

a — extracție cu două chibele; b — extracție cu o chibă.

unde $k = 1,2$ la extracția cu două chibele;

$k = 1,1$ la extracția cu o singură chibă;

Q_k este greutatea încărcăturii utile, daN;

Q_{ch} — greutatea proprie a chibelei, a dispozitivului de legare și a saniei de ghidare, daN;

H_1 — spațiul parcurs de chibă pe porțiunea ghidată, m;

H — adâncimea totală de extracție, m;

q — greutatea pe metru a cablului de extracție, daN/m;

T — durata de mișcare a chibelei pe porțiunea ghidată, s;

ρ — coeficientul regimului dinamic ($\rho = 2$);

η — randamentul angrenajului ($\eta \approx 0,85$).

Calculul exact al puterii de acționare se efectuează pe baza diagramei forțelor periferice, ea și în cazul instalațiilor de extracție cu colivii.

Transportul și haldarea rocii impușcate. Roca, descărcată din chible la nivelul platformei de descărcare, ajunge pe un jgheab metallic înclinat. Jgheabul este prevăzut la capăt cu un închizător tip sector, astfel încât el servește și ca buncăr intermediar pentru roca. În cazul unor capacități de extracție mai mari, se utilizează două jgheaburi de primire, amplasate pe o parte și pe alta a turnului. Închiderea și deschiderea închizătorului tip sector se face cu ajutorul unui motor electric.

Înălțimea de descărcare a jgheabului se stabilește în funcție de mijlocul de transport adoptat pentru transportul rocii la haldă.

Ca mijloace de transport a rocii în concordanță cu debitul necesar, cu lungimea și configurația traseului, pot fi folosite autobasculante care realizează transportul între puțul în săpare și instalația de haldare, cu o productivitate de 60—100 tkm/h, în funcție de calitatea drumurilor, vagonete tractate cu locomotivă sau transportoare.

5.4.6. EVACUAREA APELOR LA SĂPAREA PUȚURILOR

Debitul de infiltrație. Săparea puțurilor este însoțită de apariția apei în cantități mai mici sau mai mari. Existența apei la frontul de lucru este unul din factorii care influențează negativ asupra vitezei de săpare.

Mărimea debitului de infiltrație poate atinge valori de ordinul a citorva zeci de m³ pe oră. Debitul de infiltrație în puț nu rămâne constant, ci se schimbă în funcție de condițiile hidrogeologice ale diferitelor orizonturi. Cele mai bogate în apă sînt zonele de separație a formațiunilor de roci.

La debite de infiltrație mici, pînă la 5—6 m³/h, la săparea puțurilor nu se folosesc mijloace speciale de evacuare a apelor, apa evacuîndu-se cu chible, iar la debite mari, peste 70 m³/h, se impune folosirea procedeele speciale de săpare (cimentare, înghețare, cu chesoane etc). În domeniul de debite cuprinse între 6—70 m³/h se folosesc, pentru evacuarea apelor, pompe de diferite tipuri.

Instalațiile mobile de pompe pentru evacuarea apei din puțurile în săpare prezintă următoarele particularități: au debite și lungimi variabile ale conductelor de aspirație și de refulare, necesită deplasări periodice pentru efectuarea lucrărilor de impușcare, funcționează în spații înguste și atmosferă umedă, pompează apa cu multe impurități datorită lipsei bazinelor de colectare și decantare.

În funcție de adîncimea puțului apa poate fi evacuată direct din frontul de lucru la suprafață sau în trepte. Odată cu creșterea adîncimii puțului, crește și debitul de infiltrație.

Evacuarea apelor cu ajutorul chiblelor Așa cum s-a precizat mai-sus, evacuarea apelor cu ajutorul chiblelor este posibilă numai la debite reduse de infiltrație. Pentru umplerea chiblelor cu apă se folosesc pompe submersibile mobile mici, cu acționare pneumatică sau electrică.

Pompa 1 (fig. XIX. 198) refulază apa în chibla 2 prin intermediul conductei flexibile 3, la capătul căreia este fixată o porțiune de conductă metalică îndoită, 4, prin care furtunul se fixează de bordura chiblei. Astfel, pompa poate fi ridicată împreună cu chibla în timpul operațiilor de impușcare. Alimentarea cu aer comprimat a pompei se face prin furtunul 5, iar evacuarea aerului prin furtunul 6.

Evacuarea apei cu chible poate fi utilizată dacă este îndeplinită condiția:

$$W > Q_i$$

unde:

W este cantitatea de apă ce se evacuează împreună cu sterilul impușcat, m³/h;

Q_i — debitul mediu de infiltrație, m³/h.

$$W = n V k \psi \quad [\text{m}^3/\text{h}] \quad (5.58)$$

n — numărul de curse pe oră;

V — volumul chiblei, m³;

k — volumul golurilor în roca aflată; pentru roci tari $k = 0,5 \dots 0,6$; pentru roci de duritate medie $k = 0,4 \dots 0,5$; pentru roci moi $k = 0,3 \dots 0,4$.

ψ — coeficientul de umplere a chiblei.

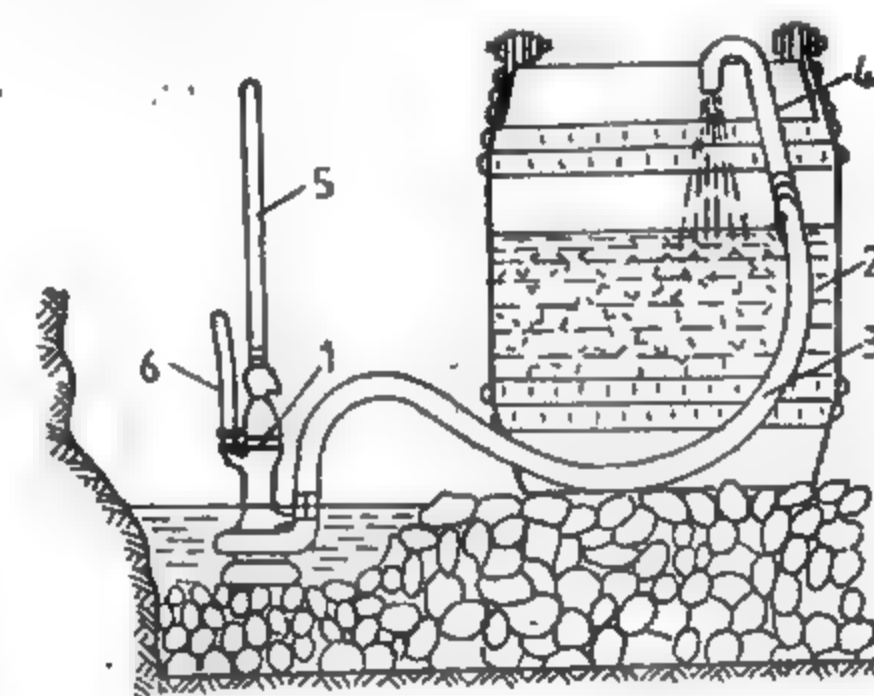


Fig. XIX.198. Evacuarea apei cu chibla.

Evacuarea apei cu ajutorul pompelor. Schemele folosite pentru evacuarea apelor din puțurile în săpare cu ajutorul pompelor sînt prezentate în fig. XIX. 199. Pentru adîncimi mici și medii se folosește o pompă 1, suspendată pe cablu prin intermediul unui troliu aflat la suprafață (fig. XIX. 199, a). În cazul cînd o singură pompă nu satisface presiunea impusă, se utilizează pomparea în două trepte (fig. XIX. 199, b). Pompa sus-

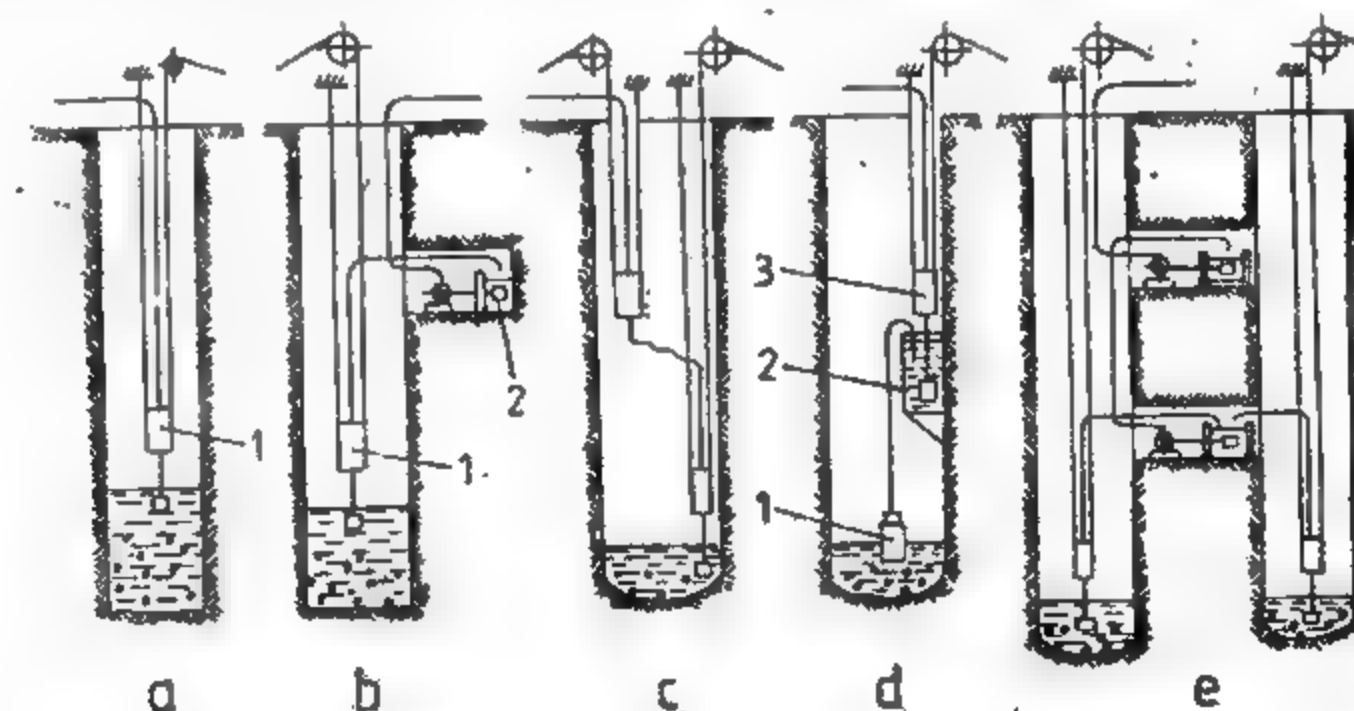


Fig. XIX.199. Scheme de evacuare a apelor la puțurile în săpare.

pendată refulează în bazinul unei stații intermediare, de unde apa este evacuată cu pompa fixă 2 la suprafață. Dacă secțiunea puțului permite, pompele suspendate pot funcționa în serie (fig. XIX.199, c). Uneori se utilizează un rezervor intermediar de acumulare (fig. XIX.199, d). Pompa 1 refulează în rezervorul 2, de unde apa este evacuată la suprafață cu pompa suspendată 3. În cazul săpării puțurilor foarte adânci se utilizează scheme cu mai multe trepte de pompare (fig. XIX.199, e).

Pompele folosite pentru evacuarea apelor din puțuri, în funcție de mărimea debitului de infiltrație pot fi: de epuizment, pompe centrifuge suspendate cu ax vertical, pompe cu piston, pompe elicoideale, pompe cu membrană, hidroelevatoare sau pompe pneumatice tip airlift.

În fig. XIX. 200 este prezentată *electropompa de epuizment EPET 65* fabricată în România. Aspirația se face prin grătarul 2, fixat pe suportul pompei. Apa este refulată prin spațiul inelar dintre carcasa interioară și corpul pompei 1, produce răcirea motorului

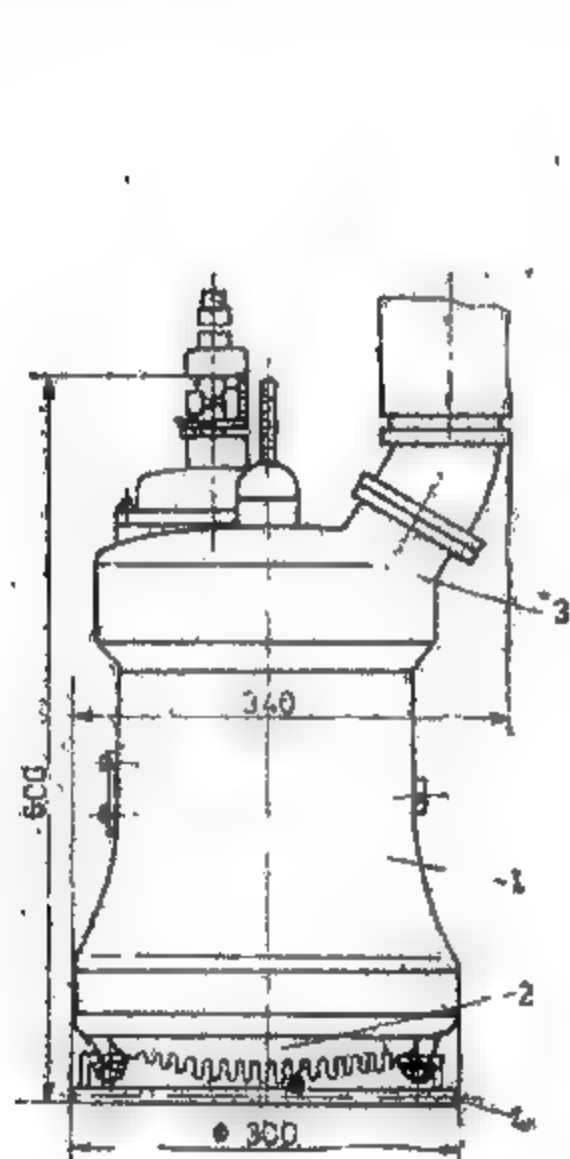


Fig. XIX.200. Electropompa EPET 65.

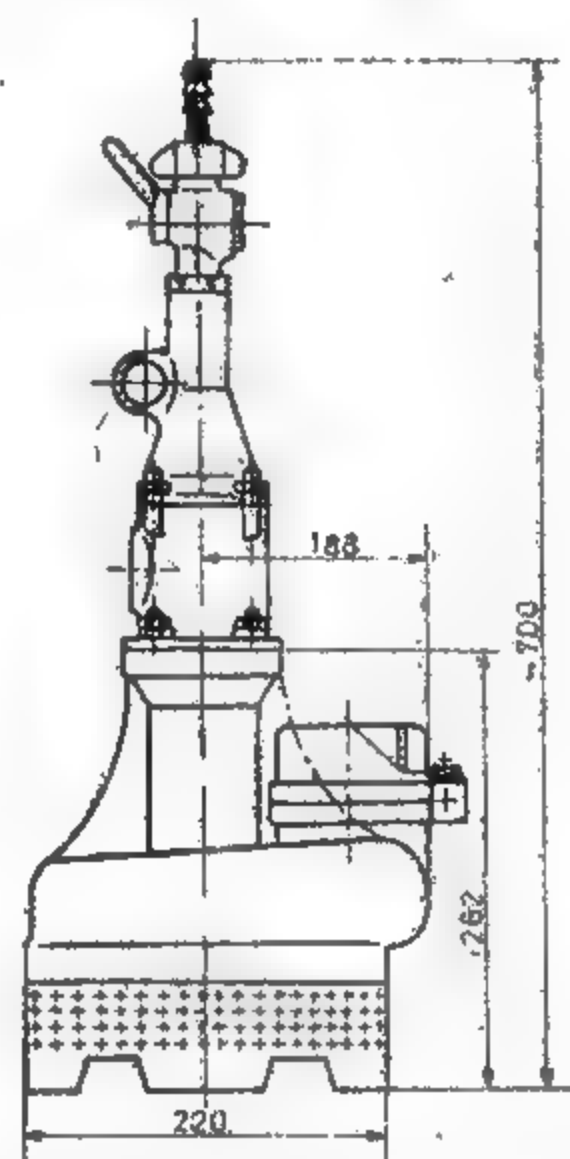


Fig. XIX.201. Motopompa pneumatică APET 65.

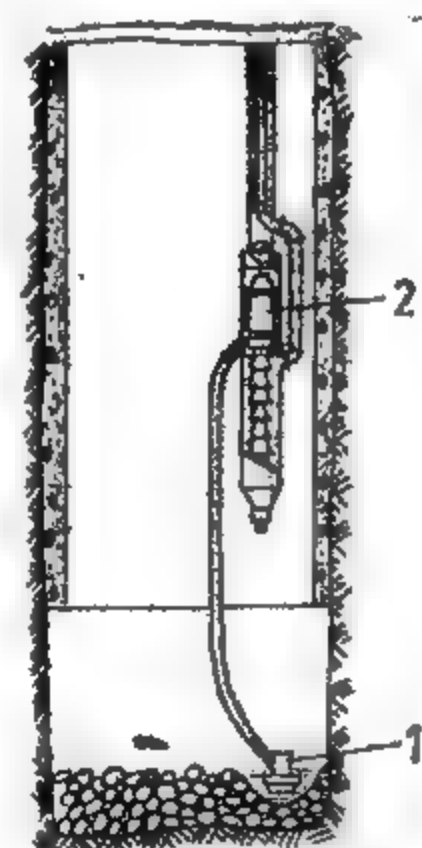


Fig. XIX.202. Pompă de epuizment înseriată cu pompă centrifugă:

1 — pompă de epuizment; 2 — pompă suspendată.

electric și trece prin racordul de refulare 3. Pompa poate funcționa sprijinită pe suportul 4 sau suspendată de minier. Acționarea se face cu un motor electric de 4 kW. Debitul pompei este cuprins între 10 și 60 m³/h pentru înălțimi de refulare la 20—80 m H₂O.

Pompa pneumatică APET 65 (fig. XIX.201) este destinată pentru același scop ca și EPET 65, mărimea suspensiilor solide din apă neputând depăși 5 mm.

Motorul de acționare este pneumatic rotativ cu lamele, de tip MP 40. Debitul pompei este de 12 m³/h, la o înălțime de refulare de 30 m H₂O.

Pompele centrifuge suspendate, cu ax vertical, pot fi coborâte nemijlocit până la frontul de lucru sau pot fi inseriate cu pompe de epuizment de același debit (fig. XIX.202).

În fig. XIX.203 este prezentată o pompă cu șurub folosită la evacuarea apelor cu suspensii solide din puțuri în săpare. Rotorul se confecționează din bronz, alumină sau oțel inoxidabil, iar statorul din cauciuc.

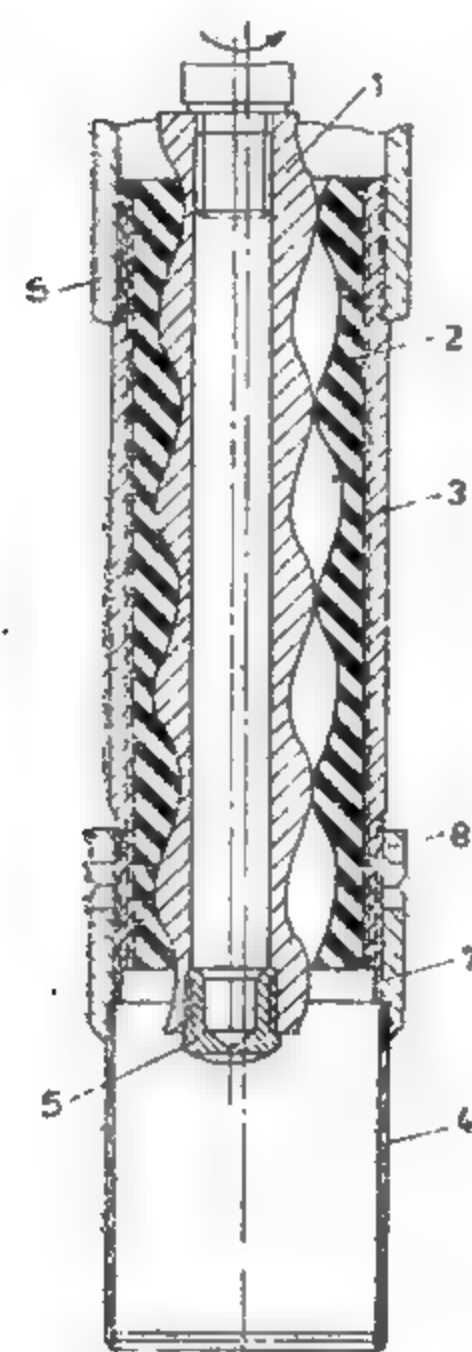


Fig. XIX.203. Pompă cu șurub:

1 — rotor; 2 — stator; 3 — corpul pompei; 4 — sorb; 5 — dop de separare; 6 — conductă de refulare; 7 — inel de prindere a sorbului; 8 — contrapiuță.

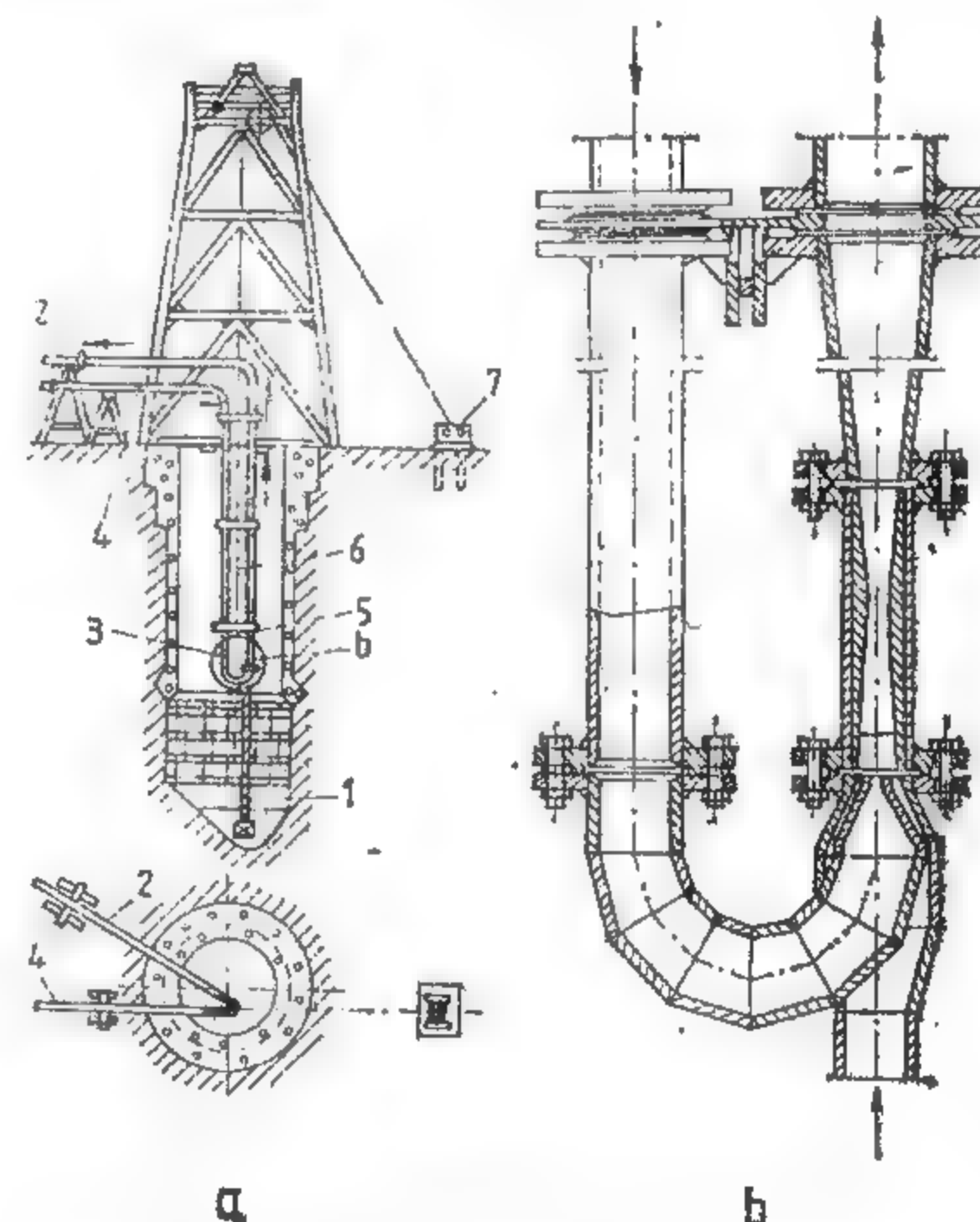


Fig. XIX.204. Evacuarea apei din puț cu hidroelevatoare:

În România se fabrică pompele cu șurub tip SEL pentru debite de 1,8 — 48 m³/h și înălțimi de refulare de 60 — 100 m H₂O.

Până la debite maxime de 20—25 m³/h și înălțimi până la 100 m H₂O, pentru evacuarea apelor din puțuri se pot utiliza cu succes hidroelevatoarele.

Instalația de hidroelevatoare (fig. XIX. 204, a) constă din conducta de aspirație 1, conducta de refulare 2, hidroelevatorul 3 și conducta de presiune 4, prin care se intro-

duce, cu ajutorul unei pompe montată la suprafață, apă sub presiune. Hidroelevatorul se suspendă cu ajutorul cadrului 5 de cablul de oțel 4, manevrat de către troliul 7. Figura XIX.204, b prezintă o secțiune prin hidroelevatorul.

Debitul de apă necesar pentru alimentarea hidroelevatorului

$$Q = (1,7 - 2) Q_1 \quad [\text{m}^3/\text{h}] \quad (5.59)$$

unde Q_1 este debitul hidroelevatorului (debitul de infiltrație), m^3/h .

Pentru debite de infiltrație cuprinse între 5 și $40 \text{ m}^3/\text{h}$ și adâncimi până la 180–200 m, pentru evacuarea apei din puțuri se pot utiliza și pompe cu aer comprimat tip aerlift. În fig. XIX.205 se prezintă două scheme ale instalațiilor aerlift: cu evacuarea apei direct la suprafață din jgheabul inelar de drenare (fig. XIX.205, a) și cu evacuarea apei până la o stație de pompare intermediară (fig. XIX.205, b), schemă folosită la adâncimi mai mari de săpare.

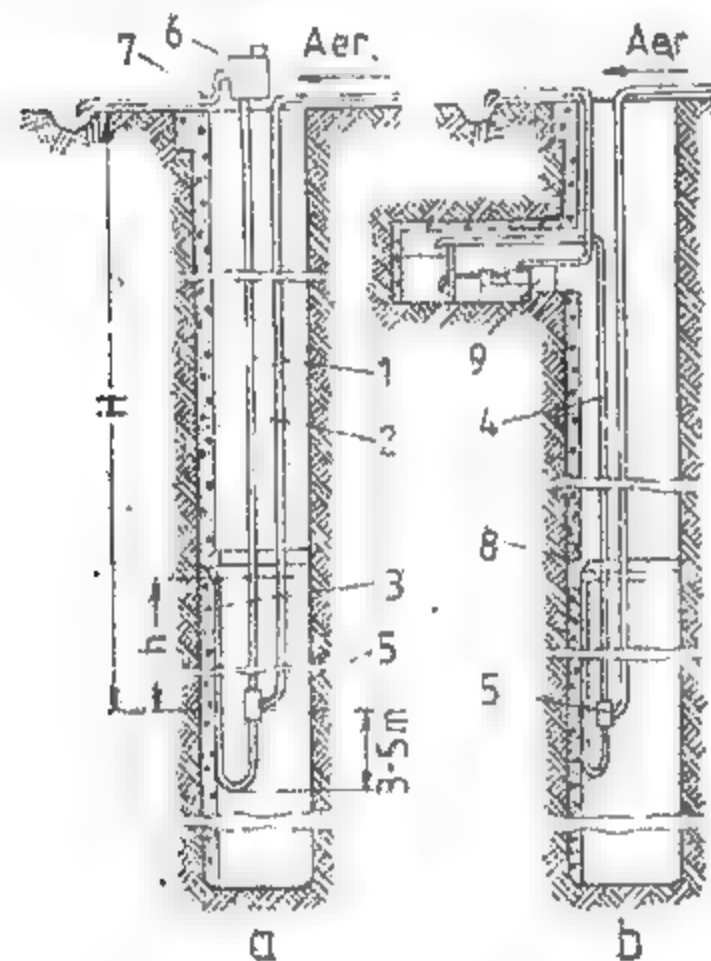


Fig. XIX.205. Schema instalațiilor aerlift la evacuarea apei din puțuri:

1 — conductă de aer comprimat;
2, 4 — conducte de refulare; 3 — furtun de cauciuc; 5 — cameră de amestec; 6 — separator de aer; 7 — proapline; 8 — rigolă de drenare; 9 — stație de pompare.

Trolii pentru suspendarea utilajelor. În timpul operațiilor de săpare a puțurilor, în interiorul acestora sînt suspendate pe cabluri o serie de utilaje (pompe, ventilatoare, conducte de apă, de aer comprimat, de aeraj, poduri de siguranță etc) care urmăresc avansarea frontului de lucru. Manevrarea cablurilor de suspendare se face cu un număr apreciabil de trolii.

La amplasarea troliilor față de puț se ține seama de repartizarea uniformă a sarcinilor pe turnul de extracție. În fig. XIX. 206 se prezintă un exemplu de amplasare a troliilor față de puț (1 — troliu de extracție cu două tobe; 2 — troliu pentru suspendarea pompei;

Instalațiile aerlift prezintă avantajul simplității construcției și a deservirii, a lipsei pieselor în mișcare și a dimensiunilor reduse în plan. Randamentul însă este destul de redus (0,2–0,3). Raportul de imersiune $h/(H+h)$ se recomandă a se adopta în limitele 0,3–0,5.

Debitul instalației de evacuare a apelor. Debitul necesar al instalațiilor mobile de evacuare a apelor la săparea puțurilor se determină cu relația:

$$Q = \frac{kQ_1(t_1 + t_2) - W}{t_2} \quad [\text{m}^3/\text{h}] \quad (5.60)$$

în care $k = 1,3 \dots 1,5$ este coeficientul de neuniformitate a debitului din frontul de lucru;

Q_1 — debitul de infiltrație, m^3/h ;

t_1 — timpul necesar pentru ridicarea și coborțirea pompei în timpul împușcării și aerisirii ($t_1 = 0,75 \dots 1,25$ ore);

t_2 — timpul efectiv de evacuare, ore;

W — debitul de apă ce se evacuează împreună cu roca extrasă, m^3/h .

5.4.7. UTILAJE DIVERSE FOLOSITE LA SĂPAREA PUȚURILOR

3 — troliu pentru suspendarea podului mobil de siguranță; 4 — trolii manuale pentru suspendarea conductelor de aer comprimat; 5 — trolii manuale pentru suspendarea tuburilor de aeraj; 6 — trolii manuale pentru suspendarea conductelor de apă; 7 — trolii manuale pentru cablurile de ghidare; 8 — trolii manuale pentru scara de avarii).

Trolile folosite pentru suspendarea utilajelor sînt cu acționare electrică sau pneumatică, avînd sarcina maximă statică între 50 și 180 kN, sau manuale, cu sarcina maximă statică între 30 și 50 kN, fiind dotate cu o toboșă sau cu două tobe.

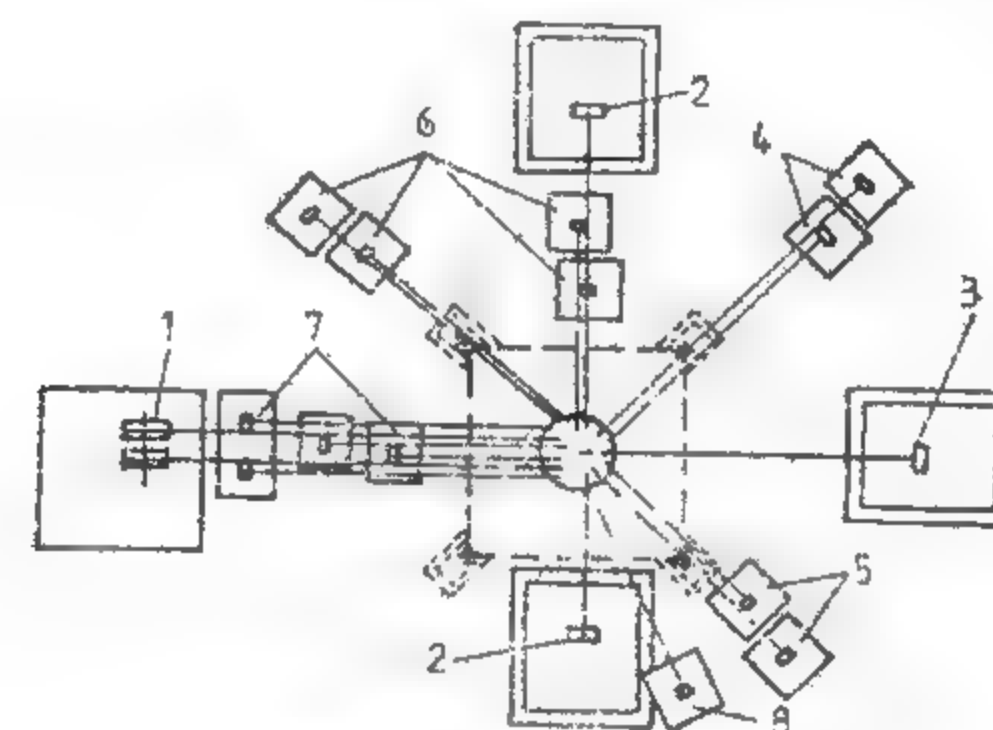


Fig. XIX.206. Exemplu de amplasare a troliilor față de puț.

Pentru aceste trolii se permite înfășurarea cablului în mai multe straturi. Aceste trolii trebuie să fie dotate cu două frîne pe tobe și cu un mecanism de blocare cu clichet. Raportul dintre diametrul tobei și diametrul cablului înfășurat trebuie să fie de cel puțin 20.

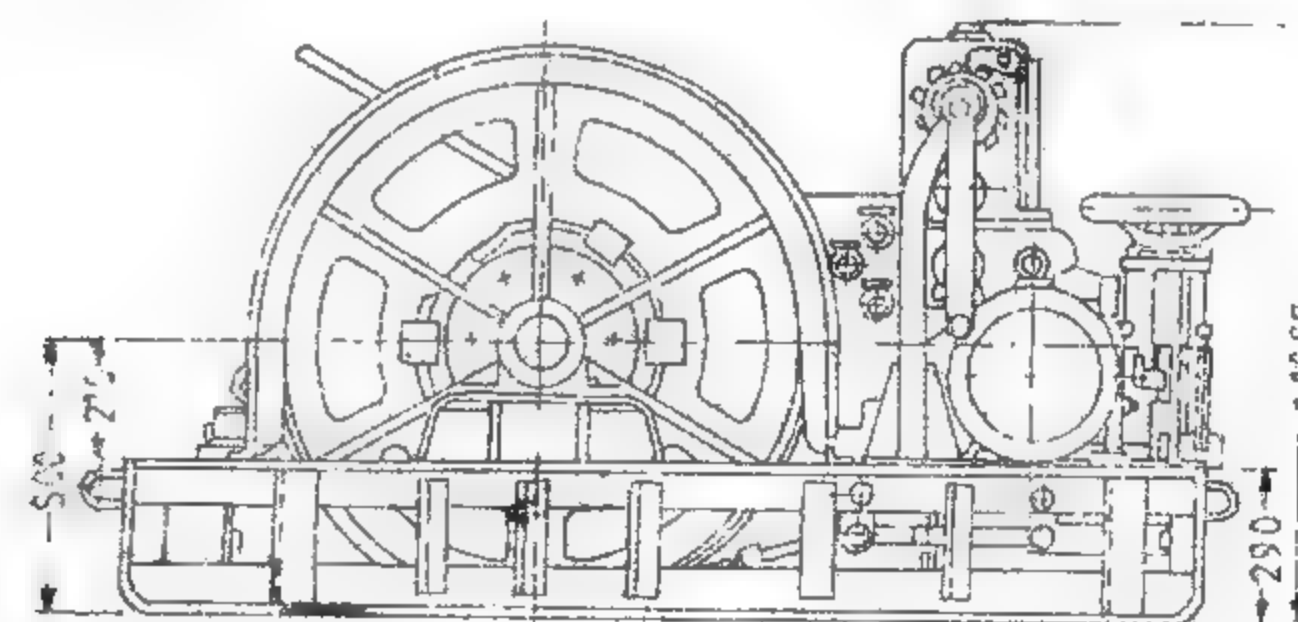


Fig. XIX.207 Troliu de săpare cu forță statică de 30 kN.

Pentru întinderea cablurilor de ghidare, de obicei, se folosesc trolii manuale.

În fig. XIX. 207 este prezentat un troliu de săpare cu forță maximă statică de 30 kN.

În tabelul XIX.64 sînt redată caracteristicile unor trolii de construcție românească și sovietică, folosite la săparea puțurilor.

Trolii de săpare

Caracteristici	UM	România			U.R.S.S.					
		TAE-1	TAE-2	TPU-1*	LPK 3/200	LPK 4/500	LKU-5	LKPU-2	manual	manual
Forța de tracțiune	daN	1000	1000	700	3000	4000	5000	2000	3000	5000
Viteza cablului	m/s	1	1	0-0,8	0,12	0,24	0,12	0,31	0,1	0,1
Diametrul tamburului	mm	500	500	100-200	500	850	570	410	400	400
Numărul tamburilor	buc.	1	2	1	1	1	1	1	1	1
Lungimea tamburului	mm	715	600	—	—	—	—	—	—	—
Diametrul cablului	mm	15	15	6; 8	17,5	21,5	22	15,5	19	22
Lungimea cablului	m	500	2 x 400	140	200	500	300	300	400	400
Puterea de acționare	kW	17	17	3	4,5	18	15	10	—	—
Masa	kg	1620	1690	50	1260	4340	3300	1900	1500	2000

* — pneumatic portativ.

Cablurile electrice sub tensiune sunt coborite în puț cu ajutorul unor trolii speciale (fig. XIX. 208). Dacă învelișul cablului nu este calculat pentru susținerea masei proprii, atunci cablul electric se suspendă de un cablu de oțel ce se manevrează cu un troliu separat. În acest caz pentru coborirea și susținerea cablului electric sunt necesare două trolii. În funcție de adâncimea puțului și de tipul cablului, sarcina maximă a acestor trolii de cablu este de 4 — 20 kN. Acționarea se face electric sau manual. Diametrul tobei pentru cablul electric se adoptă în așa fel încât întreaga lungime de cablu să se înfășoare în cel mult trei straturi. Și aceste trolii se prevăd cu frână și mecanisme cu clichet pentru blocare

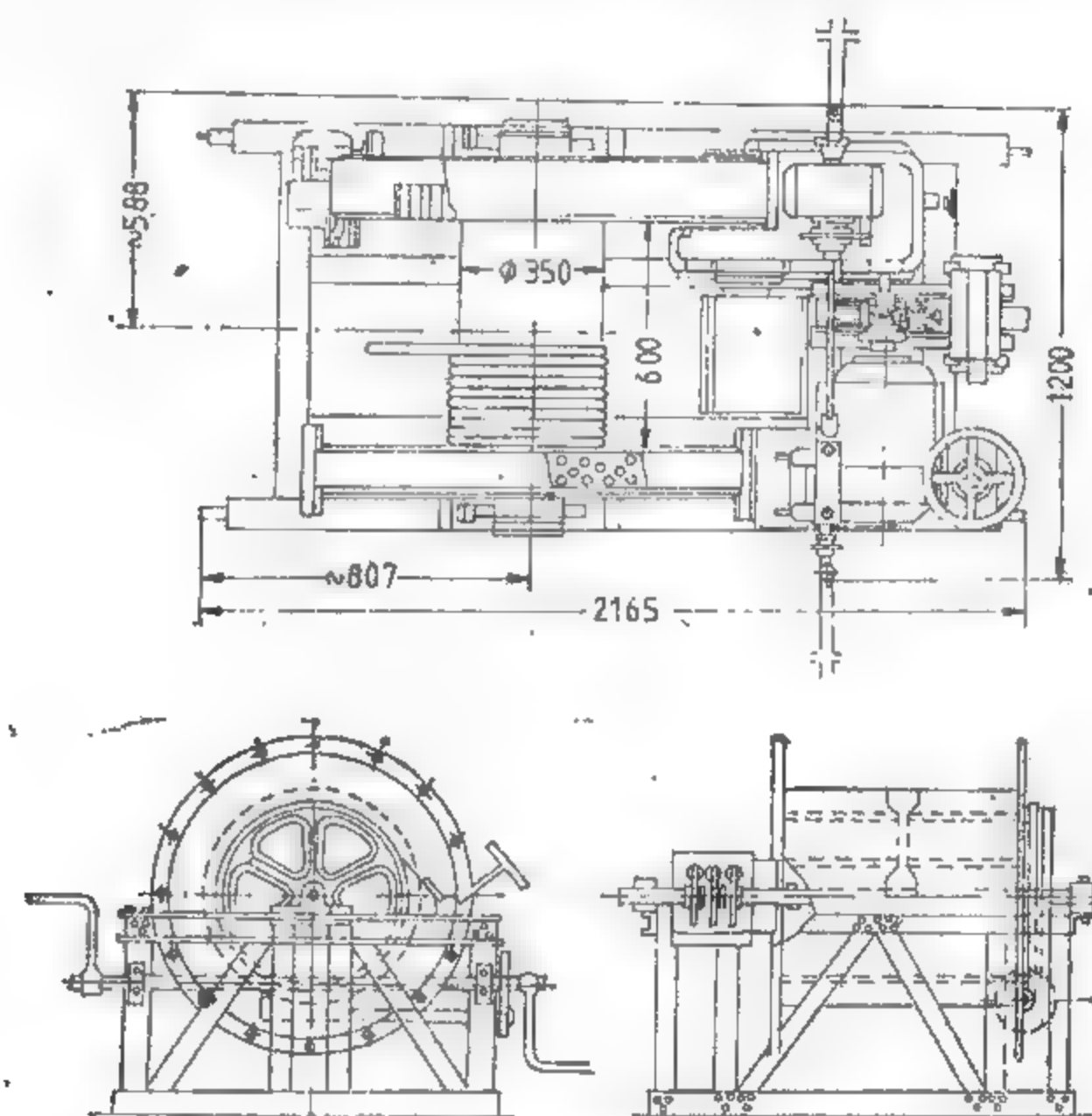


Fig. XIX.208. Troliu pentru manevrarea cablului electric la săparea puțurilor.

Dispozitive de semnalizare. Siguranța în funcționare a instalației de extracție precum și securitatea personalului de deservire sunt influențate în mare măsură de funcționarea ireproșabilă a aparaturii de semnalizare. Aceasta are rolul de a permite transmiterea informațiilor între frontul de lucru și platforma de descărcare, între platforma de descărcare și mecanicul troliului de extracție, precum și între diferite puncte de lucru ale puțului.

Trebuie să existe totodată o legătură telefonică directă între platforma de descărcare și sala de comandă a troliului de extracție, între frontul de lucru și platforma de descărcare.

Schema de semnalizare trebuie să permită posibilitatea transmiterii directe, la mecanicul troliului de extracție, a semnalului „STOP” de la fiecare punct de lucru. Totodată schema de semnalizare trebuie să excludă posibilitatea transmiterii simultane a mai multor semnale de la diferite puncte.

Transmiterea semnalelor poate fi realizată prin următoarele procedee:

— procedeu direct, prin care semnalele se transmit de la frontul de lucru direct la mecanicul trolului (la extracția cu o singură chiblă);

— procedeu de translație prin care personalul de la frontul de lucru transmite semnalul la manipulantul de la platforma de descărcare, iar acesta în continuare la mecanicul trolului;

— procedeu simultan, prin care personalul de la frontul de lucru transmite semnalul în același timp atât la platforma de descărcare cât și la mecanicul trolului.

Aparatura de semnalizare se compune din întrerupătoare, comutatoare, contacte, dispozitive de interblocare, panou cu becuri de semnalizare, indicatoare de semnal cu ac, clopote, claxoane etc.

Întrerupătoarele servesc pentru transmiterea manuală a diferitelor semnale de cod sau de avarie. Sistemul de contacte ale acestora revine automat în starea inițială sub acțiunea unor arcuri, după transmiterea semnalelor. În funcție de forma minierelor și de schema legăturilor, întrerupătoarele pot funcționa la apăsare sau la tracțiune, prin intermediul unui cablu.

Indicatoarele de semnale servesc pentru fixarea și numărarea semnalelor de cod. Acestea se înregistrează prin intermediul unui ac indicator pe cadranul aparatului. Tabloul de semnalizare optică reproduce și dublează semnalele de cod. Pentru diferențierea naturii semnalelor se aplică culori diferite la lămpile de semnalizare sau se atașează inscripții aferente fiecărei lămpi.

Soneriile și claxoanele electromagnetice servesc pentru reproducerea acustică a semnalelor de cod și de avarie. Raza de audibilitate a acestora este de 140 m (în cazul lipsei zgomotelor înconjurătoare).

În conformitate cu normele de protecția muncii, fiecare semnal neînțeles se interpretează ca semnal „STOP”. În urma unei astfel de situații, continuarea extracției se face numai după înștiințarea telefonică (sau prin interfon) a mecanicului, privind cauza neclarității semnalului transmis.

5.5. SUSȚINEREA PUȚURILOR

Susținerea puținilor constituie una din verigile tehnologice de deosebită complexitate, de care depinde stabilitatea construcției și valoarea indicatorilor tehnico-economici. Modul de execuție a susținerii influențează atât cheltuielile cât și ponderea consumului de muncă. Costul susținerii reprezintă în unele situații 60% din cheltuielile generale pentru execuția unui puțin. Pe aceste considerente asigurarea siguranței și fiabilității susținerii puținilor reprezintă una din principalele căi prin care se poate realiza creșterea eficienței economice a investițiilor alocate pentru deschiderea noilor cimpuri miniere. În ultimii 50—60 de ani procedeele tehnice de susținere, ca și materialele utilizate, au suferit modificări esențiale. Dacă în prima perioadă se lucra în exclusivitate cu lemn și beton turnat manual folosind doar schemele succesive de construcție, începând din anii 1960 s-a trecut treptat la asimilarea unor noi tehnologii de lucru, cu folosirea pe scară largă a betonului transportat gravitațional prin conducte metalice, asociate cu cofraje de construcție glisantă.

Această soluție a creat premisele pentru extinderea schemei concomitente cu mecanizarea integrală a proceselor de muncă, influențând hotărâtor creșterea vitezelor de susținere, productivitatea muncii și reducerea cheltuielilor de construcție a unui puțin.

5.5.1. CLASIFICAREA SUSȚINERILOR ȘI CRITERII DE ALEGERE

Clasificarea susținerilor de puțin. În etapa actuală, criteriile pentru clasificarea susținerilor de puțin s-au diversificat pornind de la o serie de considerente tehnice și tehnologice din care menționăm: interacțiunea cu rocile înconjurătoare, materialele folosite, caracteristicile de deformare ș.a.

I. După caracterul interacțiunii cu rocile înconjurătoare și funcția pe care o îndeplinesc, se cunosc: susțineri cu scop de protejare a rocilor; susțineri îngrăditoare; susțineri cu acțiune de consolidare; susțineri de construcție susținătoare; susțineri cu acțiune de sprijin și susțineri combinate.

Susținerea cu funcția de protejare se referă la susținerea în torcret, recomandată cu scopul de a preîntîmpina alterarea rocilor cu tărie ridicată.

Susținerile îngrăditoare sînt folosite în scopul preîntîmpinării eventualelor desprinderi de roci. Ele nu dispun de o portanță ridicată care să împiedice deformarea conturului puținului. Ca exemplu se menționează susținerile provizorii din inele metalice, la construcția puținilor oarbe și adîncirile de puținuri.

Susținerile cu caracter de consolidare au scopul de a ridica rezistența rocilor înconjurătoare și de a asigura astfel stabilitatea lor. În această grupă sînt menționate susținerile ancorate fixate cu soluții de ciment sau rășini sintetice.

Susținerile cu caracter *susținător* sînt indicate pentru condițiile cînd presiunea este dezvoltată de greutatea rocilor desprinse din masiv și pentru cazurile cînd acestea au tendință de surpare.

Susținerile cu acțiune de sprijin, prin portanța lor ridicată, se opun deplasării rocilor spre interiorul excavației, realizînd o stare de echilibru pe conturul puținului. Susținerile cu acțiune de sprijin lucrează în regimul deformațiilor reciproce.

Susținerile combinate se obțin prin asocierea susținerilor ancorate cu oricare din susținerile folosite în construcția puținilor. În această grupă mai pot fi menționate susținerile din bolțari sau cuvelaje, asociate cu strate din bitum, plăci de oțel și strate de beton.

II. După materialul folosit și tehnologia de execuție, se folosesc:

— susțineri din beton monolit, beton armat și torcret;

— susțineri din bolțari, panouri prefabricate, tubinguri, coloane metalice, inele metalice;

— susțineri din lemn;

— susțineri ancorate fixate cu rășini sintetice sau soluții de ciment;

III. După caracteristica de deformare, modul de preluare a presiunii rocilor și particularitățile constructive, se cunosc susțineri de construcție elastică și rigidă. Susținerea elastică se caracterizează prin prezența unor elemente compresibile (bolțari de lemn, plăci din material plastic) care pot să-l mărească capacitatea de deformare în direcție radială, tangențială și verticală.

IV. După portanța lor susținerile sînt grupate în patru clase: 1 — cu portanță scăzută ($< 0,1$ MPa); 2 — cu portanță medie ($0,1 - 0,3$ MPa); 3 — cu portanță ridicată ($0,3 - 1$ MPa); 4 — cu portanță foarte ridicată (mai mare de 1 MPa).

V. După destinație și durata de serviciu, susținerile de puțin pot fi provizorii și definitive. În calitate de susțineri provizorii sînt menționate inelele metalice. În grupa susținerilor definitive sînt cuprinse susținerile din beton monolit, bolțari, betonul armat, torcret cu ancore ș.a.

Criterii pentru alegerea susținerii puținilor. Susținerile puținilor se recomandă să fie alese pe baza următoarelor criterii:

— tipul și destinația puținului;

— durata de serviciu;

- proprietățile fizico-mecanice ale rocilor;
- caracteristicile de deformare ale rocilor;
- gradul de stabilitate al rocilor sub influența solicitărilor;
- profilul și dimensiunile secțiunii puțului;
- amplasarea puțului față de zăcămint și modul lui de protejare;
- cerințele economice;

Condiții impuse susținerilor de puț. Susținerile de puț trebuie să îndeplinească o serie de condiții tehnice și economice de care trebuie să se țină seama atât în faza de proiectare cât și în etapa de execuție a puțului.

Condițiile tehnice se referă la rezistența, stabilitatea și deformarea limitată a susținerii; rezistența aerodinamică, impermeabilitatea față de afluențele de apă și gaze; rezistența la îngheț-dezghet sau rezistența la gelivitate; rezistența față de efectele seismice ș.a.

Condițiile economice se referă la calitatea susținerii de a asigura stabilitatea puțului, cu un consum minim de materiale și cheltuieli de execuție. În compararea metodelor propuse pentru asigurarea unui grad înalt de stabilitate a puțului, trebuie să se țină seama de toate cheltuielile efectuate pentru protejarea, susținerea și întreținerea lui pe toată durata de exploatare. De exemplu, pentru compararea a două tipuri de susținere se recomandă ca pentru fiecare variantă să se determine cheltuielile necesare executării și întreținerii puțului pe întreaga perioadă de exploatare, cu ajutorul expresiei:

$$S = c_1 + c_2 \cdot \frac{t_s}{t} + c_3 \frac{n}{100} t_s \quad [\text{lei}] \quad (5.61)$$

În care: c_1 este costul susținerii unui m de puț, lei; c_2 — costul de rearmare a 1 m de puț, lei; t_s — durata de serviciu a puțului, ani; t — timpul după care a avut loc prima rearmare, ani; c_3 — cheltuielile anuale pentru efectuarea altor lucrări de întreținere a puțului, lei/an; n — lungimea tronsonului în % față de adâncimea totală a puțului unde sînt executate lucrări de întreținere.

Se admite, ca rațională, varianta care asigură cerințele funcționale și tehnice ale susținerii cu cel mai redus consum de muncă și cele mai mici costuri de execuție (S), în condițiile realizării unor productivități maxime și condiții satisfăcătoare de lucru.

În afară de condițiile enumerate, susținerea puțurilor mai trebuie să îndeplinească și următoarele cerințe: tehnologia de execuție să fie simplă; coeficientul de rezistență aerodinamică să fie cât mai redus; să fie rezistentă față de efectele de coroziune din subteran și să prezinte o impermeabilitate ridicată. Materialele alese să nu fie deficitare, să permită mecanizarea tehnologiei de execuție și să fie ignifuge.

Din punct de vedere al N.T.S. se impune ca deformarea conturului puțului — atunci cînd s-a ajuns la valoarea limită a portanței susținerii — să se desfășoare lent, pentru a dispune de timpul necesar în vederea aplicării măsurilor de preîntîmpinare a surpărilor, asigurarea securității oamenilor și recuperarea utilajelor.

5.5.2. INTERACȚIUNEA DINTRE SUSȚINERILE PUȚURILOR ȘI ROCILE ÎNCONJURATOARE

Execuția puțurilor modifică starea inițială de echilibru a masivului de rocă. Ca urmare pe conturul puțului începe un proces de deformare și de sfărîmarea rocilor. În aceste condiții este montată susținerea, cu scopul de a preîntîmpina deformarea și surparea rocilor și a asigura securitate deplină a lucrării. În procesul deformării lor, rocile întîlnesc susți-

nerca și astfel între cele două sisteme începe o interacțiune care se finalizează cu o nouă stare de echilibru. Caracterul interacțiunii susținerii cu masivul de rocă depinde de starea inițială de tensiuni existente în masiv, caracteristicile mecanice ale rocilor, tipul susținerii și tehnologia de construcție a puțului. Noțiunea de *interacțiune* ilustrează, deci, modul de conlucrare dintre susținere și rocile înconjurătoare în procesul lor de deformare după executarea lucrării miniere, pentru a forma un sistem deformabil unitar *susținere — rocă*. În funcție de mecanismul interacțiunii susținerii cu rocile înconjurătoare se modifică caracterul de lucru al susținerii și valoarea sarcinilor pe care le preia. Diferitele tipuri de interacțiune dintre susținere și rocile înconjurătoare sînt analizate cu ajutorul modelelor mecanice ale rocilor. Literatura de specialitate propune următoarea clasificare a modelelor mecanice de interacțiune dintre susținere și rocă (tabelul XIX. 65), denumirea cărora ilustrează starea rocilor din jurul puțului. Potrivit datelor din tabel se deosebesc: modele elastice, viscoelastice, rigidoplastice, elastoplastice neomogene, viscoelasto-plastice și viscoplastice.

— Modelul *elastic* de interacțiune dintre susținere și rocă consideră masivul de rocă ca un mediu elastic și poate fi admis în următoarele cazuri: cînd puțul se execută prin forare; conturul lucrării miniere nu este deforșionat în totalitate; lucrarea minieră suportă influența excavațiilor învecinate și cînd rocile nu au un caracter omogen. În condițiile interacțiunilor cauzate de deformațiile elastice ale rocilor (modelul 1 a, tabelul XIX.65) sarcina pe susținere depinde de starea de tensiune inițială a masivului și este direct proporțională cu adîncimea. Structura de bază a formulei pentru calculul presiunii rocilor este de tipul:

$$p = K \cdot \gamma \cdot H \quad (5.62)$$

unde K este coeficient care ține seama de influența unor factori cum ar fi de exemplu caracteristica rocilor și a susținerii, grosimea susținerii, distanța dintre susținerea definitivă și frontul de lucru; γ — greutatea volumetrică a rocilor; H — adîncimea puțului.

Un exemplu tipic de interacțiune elastică în sistemul susținere — rocă îl reprezintă schema concomitentă, cînd susținerea din beton se execută cu ajutorul cofrajelor glisante. În raționamentul propus se pornește de la considerentul că decalajul dintre locul de execuție a susținerii și frontul de lucru în săpare are o influență deosebită asupra modului de manifestare a presiunii și intensitatea solicitării.

În cazul executării susținerii din beton cu ajutorul cofrajului glisant, mecanismul de preluare a eforturilor este descris cu ajutorul schemei prezentate în fig. XIX.209. În situațiile cînd în frontul de lucru nu este montată susținerea, atunci, după avansarea frontului, punctul A (fig. XIX. 209, a, stadiul I) se deplasează în punctul A' (stadiul II). După montarea susținerii, deplasarea rocilor este împiedicată. În consecință, presiunea (p) va fi preluată de susținere cu o diminuare treptată a solicitărilor pe măsura îndepărtării față de front (fig. XIX. 209, b). Solicitarea-susținerii în acest caz este provocată de golul creat prin excavarea tronsonului de rocă care, în stadiul inițial, opunea rezistență (σ_r) și de deformarea pereților puțului.

Pentru estimarea presiunii miniere asupra susținerii, în condițiile folosirii cofrajelor glisante, este propusă expresia:

$$p = \frac{\lambda \cdot \gamma \cdot H \cdot \alpha^*}{A_r \frac{G}{G_r} + 1} \quad [\text{MPa}] \quad (5.63)$$

În care: λ este coeficientul împingerii laterale; γ — greutatea volumetrică a rocilor, MN/m³; H — adîncimea la care se studiază presiunea; G — modulul de forfecare al

Clasificarea modelelor de interacțiune rocă-susținere

Tipul modelului	Denumirea modelului	Elemente caracteristice	Principali factori de influență	Regimul de lucru al susținerii
I a	Elastic	Susținerea este solicitată de un masiv cu caracteristici de deformare liniară	Tensiunea din masivul de rocă (adâncimea)	Regimul de influență reciprocă a deformațiilor
I b	Viscoelastic	Idem, dar caracteristicile de deformare ale rocilor și susținerii sunt exprimate cu ajutorul operatorilor provizorii	Idem.	Idem
II	Rigidoplastic	Deformațiile nelastice (plastice) ale rocilor din jurul lucrării sunt provocate de greutatea lor proprie în limita unui contur exterior lucrării	Deschiderea lucrării (diametrul puțului)	Regimul sarcinilor date
III a	Elastoplastic	Masiv de rocă cu caracteristici de deformare neliniară. Formarea pe conturul puțului a unor zone cu deformații plastice, fără să intervină fragmentarea sau ruperea lor	Raza zonei cu deformații plastice. Deformarea conturului puțului	Regimul de influență reciprocă a deformațiilor
III b	Elastoplastic neomogen	Formarea unei zone cu roci fragmentate în jurul puțului	Idem, și raza zonei cu roci fragmentate	Idem
III c	Viscoelasto-plastic	Dezvoltarea unor deformații elastice și plastice în timp	Idem	Idem
IV	Viscos(curgere visco-plastică)	Deformarea masivului de rocă decurge în mod analog lichidelor viscoase	Adâncimea puțului și viteza de deformare a rocilor	Influența reciprocă a vitezelor de deformare a rocilor; sarcina dată

rocilor, MPa; G_s — modulul de forfecare al susținerii din beton, MPa; A_s — reprezintă caracteristica susținerii și se determină cu relația:

$$A_s = \frac{c^2(1 - 2\mu_s) + 1}{c^2 - 1}; \quad c = \frac{R_1}{R_0} \quad (5.64)$$

În care: R_1 este raza exterioară a susținerii, m; R_0 — raza interioară a susținerii, m; μ_s — coeficientul lui Poisson pentru beton; α^* — coeficient care ilustrează decalajul dintre tronsonul în care se execută susținerea în beton cu ajutorul cofrajului glisant și frontul de lucru al puțului

$$\alpha^* = e^{-\alpha_1 \frac{l}{R_1}} \quad (5.65)$$

unde: α_1 este coeficient experimental egal cu 0,3; l — distanța dintre tronsonul în care se execută susținerea în beton și frontul de lucru, m.

Exemplu de calcul. Să se determine sarcina asupra susținerii unui puț cu diametrul $2R_1 = 5,8$ m executat după schema concomitentă cu cofraj glisant în două variante: A) distanța dintre locul de execuție a susținerii și frontul de lucru $l = 2,5$ m; B) distanța dintre locul de execuție al susținerii și frontul de lucru, $l = 10$ m.

Date tehnice pentru efectuarea calculului: adâncimea puțului, $H = 600$ m; densitatea rocii $\gamma = 2,5 \cdot 10^{-3}$ MN/m³ (2500 kg/m³); modulul de forfecare al rocii $G = 11\,250$ MPa ($1125 \cdot 10^3$ t/m²); modulul de forfecare al susținerii $G_s = 1,25 \cdot 10^4$ MPa ($125 \cdot 10^4$ t/m²); $\lambda = 0,35$; $\mu_s = 0,2$; $R_1 = 2,8$ m; $R_0 = 2,5$ m; $c = 1,12$.

I. Determinarea parametrului A_s :

$$A_s = \frac{c^2(1 - 2\mu_s) + 1}{c^2 - 1} = \frac{1,12^2(1 - 2 \cdot 0,2) + 1}{1,12^2 - 1} = \frac{1,75}{0,27} = 7$$

II. Calculul coeficientului α^* pentru $l = 2,5$ m.

$$\alpha^* = \exp\left(-0,3 \frac{l}{R}\right) = \exp\left(-0,3 \frac{2,5}{2,8}\right) = \exp(-0,3 \cdot 0,89) = 0,76.$$

III. Valoarea coeficientului α^* pentru $l = 10$ m.

$$\alpha^* = \exp\left(-0,3 \frac{10}{2,8}\right) = 0,31$$

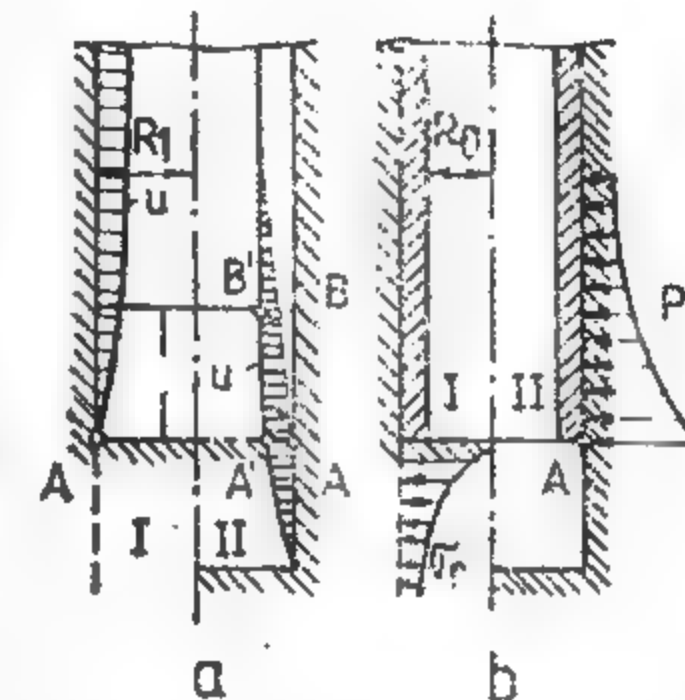


Fig. XIX.209. Influența frontului de lucru asupra deplasării rocilor (a) și a sarcinilor preluate de susținere (b).

IV. Determinarea presiunii pe susținere pentru $\alpha^* = 0,76$.

$$p = \frac{\lambda \cdot \gamma \cdot H \cdot \alpha^*}{A_s \frac{G}{G_s} + 1} = \frac{0,35 \cdot 2,5 \cdot 10^{-3} \cdot 600 \cdot 0,76}{7 \frac{11250}{12500} + 1} = \frac{3,99}{7,3} = 0,54 \text{ MPa}$$

$$p = 0,54 \text{ MPa} = 54 \text{ t/m}^2 = 5,4 \text{ daN/cm}^2$$

V. Presiunea pe susținere pentru $\alpha^* = 0,34$.

$$p = \frac{0,35 \cdot 2,5 \cdot 10^{-3} \cdot 600 \cdot 0,34}{7 \frac{11250}{12500} + 1} = \frac{1,78}{7,3} = 0,24 \text{ MPa}$$

$$p = 0,24 \text{ MPa} = 24 \text{ t/m}^2 = 2,4 \text{ daN/cm}^2$$

Calculule efectuate confirmă ipoteza potrivit căreia, susținerea preia sarcini de două ori mai mari atunci când betonul este turnat la o distanță de 2,5 m față de frontul de lucru, în comparație cu situația când operația de susținere se efectuează la 10 m față de front.

— Modelul *viscoelastic* de interacțiune susținere — rocă ține seama de parametrii reologici ai rocilor. În consecință, presiunea poate fi calculată cu aceeași expresie, cu condiția ca în locul parametrilor elastici μ , G și E să fie incluși parametrii similari, dar cu valoarea modificată în funcție de timp: μ_t , G_t și E_t , care se obține cu expresiile:

$$E_t = \frac{E}{1 + \Phi} \quad (5.66)$$

$$\mu_t = 0,5 - \frac{0,5 - \mu}{1 + \Phi} \quad (5.67)$$

$$G_t = \frac{G}{1 + \frac{3\Phi}{2(1 + \mu)}} \quad (5.68)$$

în care: $\Phi = \frac{\delta \cdot t^{1-\alpha}}{1 - \alpha}$ este funcția fluajului rocilor; δ, α — caracteristici ale fluajului rocilor obținute pe cale experimentală. Pentru rocile întâlnite mai frecvent în bazinele minelor carbonifere, α are valori cuprinse între 0,8—0,83. În formula de mai sus, E este modulul de elasticitate al rocilor, MPa.

Exemplu de calcul. Datele tehnice ale puțului, ale rocilor și susținerii rămân valabile ca în cazul modelului elastic: $2R_1 = 5,8 \text{ m}$; $l = 2,5 \text{ m}$; $H = 600 \text{ m}$; $\gamma_R = 2,5 \cdot 10^{-3} \text{ MN/m}^3$; $G = 11250 \text{ MPa}$; $G_s = 1,25 \cdot 10^4 \text{ MPa}$; $\lambda = 0,35$; $\mu_s = 0,2$; $c = 1,12$; $A_s = 7$; $\mu = 0,26$; $t = 1000$ zile.

Parametrii reologici ai rocii: roca străbătută de puț este marnă-argilă, pentru care $\delta = 0,00445$; $\alpha = 0,852$; $t = 1000$ zile = $8,644 \cdot 10^7 \text{ s}$.

I. Funcția fluajului pentru marnă-argilă:

$$\Phi = \frac{\delta \cdot t^{1-\alpha}}{1 - \alpha} = \frac{0,0044(8,644 \cdot 10^7)^{1-0,852}}{1 - 0,852} = \frac{0,065}{0,148} = 0,444$$

II. Coeficientul lui Poisson al rocilor, μ_t :

$$\mu_t = 0,5 - \frac{0,5 - \mu}{1 + \Phi} = 0,5 - \frac{0,5 - 0,26}{1 + 0,444} = 0,5 - \frac{0,24}{1,444} = 0,34$$

III. Modulul de forfecare G_t :

$$G_t = \frac{G}{1 + \frac{3\Phi}{2(1 + \mu_t)}} = \frac{11250}{1 + \frac{3 \cdot 0,444}{2(1 + 0,34)}} = \frac{11250}{1 + \frac{1,332}{2,68}} = 7550 \text{ MPa}$$

IV. Presiunea asupra susținerii:

$$p = \frac{\lambda \cdot \gamma \cdot H \cdot \alpha^*}{A_s \frac{G_t}{G_s} + 1} = \frac{0,35 \cdot 2,5 \cdot 10^{-3} \cdot 600 \cdot 0,76}{7 \frac{7550}{12500} + 1} = \frac{3,90}{5,22} = 0,76 \text{ MPa} = 76 \text{ t/m}^2$$

Rezultă că pentru masivul de rocă cu un comportament viscoelastic, sarcina pe susținerea puțului este mai mare cu aproximativ 30% față de solicitarea caracteristică modelului elastic.

În condițiile rocilor cu un comportament rigidoplastic sau elastoplastic metodologia de calcul a presiunilor este prezentată în literatura de specialitate (v. și Manualul inginerului de mine, vol. II, sect. XVI. Mecanica rocilor).

5.5.3. INFLUENȚA CONDIȚIILOR GEOMINIERE ASUPRA MODULUI DE SOLICITARE A SUSȚINERII PUȚURILOR. REGIMUL DE LUCRU AL SUSȚINERILOR

Influența condițiilor geominiere asupra modului de solicitare a susținerii puțurilor. Puțurile sînt executate în diferite condiții geominiere care pot fi clasificate orientativ în trei clase: ușoare, medii și grele.

— Condiții ușoare ilustrează situația potrivit căreia rocile prezintă un grad ridicat de stabilitate ($f > 6$) și nu manifestă tendința de surpare. Susținerea în aceste condiții trebuie să fie de o construcție ușoară, cu caracter de protejare sau îngrăditor, pentru împiedicarea alterării rocilor.

— Condiții geominiere cu un grad mediu de dificultate; în aceste condiții susținerea puțurilor suportă solicitări moderate din partea masivului de rocă.

— Condițiile geominiere grele sînt caracterizate de influența lucrărilor de abataj, prezența unor roci instabile, roci puternic tectonizate, roci acvifere, care dezvoltă asupra susținerii presiuni de valori ridicate.

Influența lucrărilor de abataj constituie cauza deformării întregului masiv concomitent cu puțul, față de care susținerea nu poate avea o influență de atenuare a mișcării sau de reechilibrare a tensiunilor. Sub influența lucrărilor de abataj, distrugerea susținerilor începe în zona de racordare a puțului cu rocile înconjurătoare ca și în sectoarele intens faliate și tectonizate. Una din măsurile eficiente de protejare a susținerii o constituie consolidarea rocilor, utilizarea elementelor compresibile elastice, care să permită susținerii să se deformeze concomitent cu masivul, fără fisurarea sau deteriorarea ei.

Distrugerea susținerilor de puț în condițiile geominiere grele pot interveni datorită mai multor cauze: portanță insuficientă a susținerii; influența deranjamentelor tectonice; extragerea pilierilor de protecție; presiune hidrostatică cu valoare ridicată; dezghetarea neuniformă a rocilor de pe contur însoțită cu dezvoltarea unor tensiuni — și anomalii pe întregul contur al susținerii. În condițiile geominiere grele creșterea portanței susținerii trebuie realizată pe seama alegerii corecte a tehnologiei de execuție și îmbunătățirii măsurilor de protejare pe întreaga perioadă de exploatare a puțului, prin consolidarea rocilor înconjurătoare cu suspensii de ciment sau rășini sintetice.

Pentru condițiile geominiere grele sînt indicate susțineri cu o portanță ridicată, executarea cărora pretinde folosirea unor materiale deficitare și scumpe. Pe aceste considerente, alegerea unei susțineri adecvate condițiilor geominiere grele nu trebuie făcută pe seama „intuiției tehnice” ci pe baza unui raționament analitic, care să valorifice eficient calitățile materialelor de construcție și corelarea lor cu caracteristicile de deformare ale rocilor. Încă de la elaborarea proiectului de execuție trebuie să se acorde atenție deosebită condițiilor în care va lucra susținerea și să se prevadă măsuri tehnice pentru protejarea ei față de acțiunile distructive ale abatajelor sau presiunii de reazem.

Studiile efectuate asupra factorilor care influențează presiunea asupra puțurilor executate în condiții ușoare și medii, au arătat următoarele:

Presiunea pe conturul puțului se manifestă foarte neuniform (fig. XIX.210). Gradul de neuniformitate al presiunilor depinde de o serie de factori din care se menționează:

- racordările cu rampele; coeficientul de neuniformitate, în acest caz, este de 0,65—0,67;
- gradul de tectonizare al rocilor, prezența faliilor ș. a. care dau un coeficient de neuniformitate de 0,69—0,73;
- caracteristicile mecanice ale rocilor;
- unghiul de înclinare al rocilor.

Cercetările experimentale au arătat că pentru rocile cu înclinare mare crește coeficientul de neuniformitate. Unul din factorii cu grad

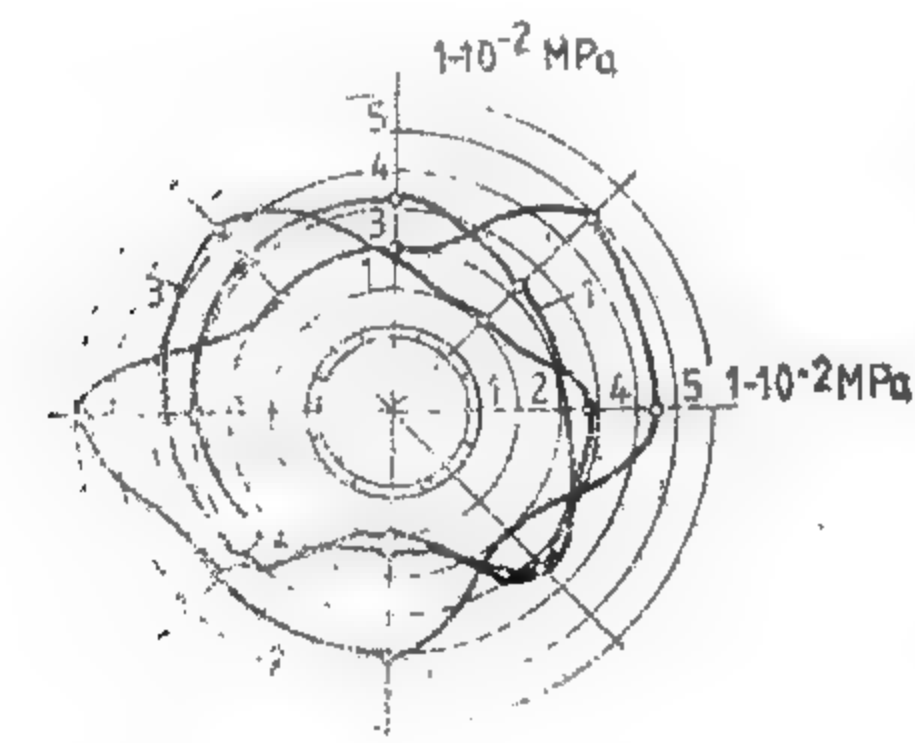


Fig. XIX.210. Epura presiunilor asupra susținerii puțurilor.

mare de influență asupra presiunii miniere în puțuri îl constituie metoda de săpare și tehnologia executării susținerii. Astfel, de exemplu, în situația schemelor succesive, când este folosită susținerea în bolțari, solicitările masivului sînt preluate după 3—4 săptămîni și, ca urmare, presiunile au valori de aproape 3 ori mai mici față de situația susținerii în

beton executată cu cofraje glisante, care este solicitată de presiunea rocilor imediat după avansarea frontului de lucru.

Presiunea asupra susținerii depinde, de asemenea, de forma și diametrul puțului. Cu creșterea diametrului, cresc valorile medii ale presiunii.

Influența adîncimii pînă la 1000 m în rocile cu $f > 3$ determină o creștere nesemnificativă a presiunilor medii în comparație cu ceilalți factori enumerați înainte. Adîncimea influențează creșterea presiunilor în situația condițiilor geominiere grele, roci cu rezistențe mecanice reduse sau roci puternic tectonizate.

Regimul de lucru al susținerilor. Condițiile geominiere au o influență hotărîtoare asupra regimului de lucru al susținerilor. Literatura de specialitate diferențiază regimul de lucru al susținerilor după cum urmează:

1. Regimul sarcinilor date, cînd susținerea este solicitată de bucățile de rocă desprinse din masiv sau de greutatea unui anumit volum de rocă cuprins în limita prismelor de alunecare care tind să pătrundă în puț și care se sprijină pe elementele susținerii. Pentru regimul sarcinilor date, o serie de caracteristici ale susținerii, ca de exemplu capacitatea ei portantă, gradul de elasticitate etc. nu influențează practic valoarea sarcinilor preluate. Un asemenea regim de lucru este caracteristic puțurilor executate în condiții geominiere grele, cînd susținerea este puternic solicitată de presiunea rocilor foarte instabile, puternic fisurate, necoezive sau de presiunea hidrostatică ale apelor subterane. Susținerea în astfel de cazuri trebuie să fie de construcție rigidă și să dispună de o portanță ridicată. Pentru dimensionarea susținerii în regimul sarcinilor date, se recomandă modelul rigidoplastic de interacțiune în sistemul susținere — rocă.

2. Regimul de interdependență a deformațiilor, denumit și *regimul influenței reciproce ale deformațiilor*, ilustrează situația potrivit căreia mișcarea rocilor de pe conturul puțului depinde de portanța și construcția susținerii. Acest regim de lucru al susținerilor este caracterizat de modelul I și III, iar sarcina preluată de susținere depinde de gradul ei de elasticitate. Regimul menționat este întîlnit cel mai frecvent în construcția puțurilor, ca și a celorlalte lucrări de investiții executate în roci cu tărie medie.

3. Regimul deformațiilor date, cînd rezistența susținerii nu influențează valoarea mișcării rocilor înconjurătoare. Susținerea culisează sau se deformează concomitent cu rocile. Astfel de regim se întîlnește frecvent în lucrările de pregătire situate în zona de influență a abatajelor, cînd deformarea conturului lucrării este influențată de deformarea acoperișului direct și a celui de bază.

4. Regimul combinat, care reprezintă asocierea regimurilor de lucru enumerate mai înainte.

5.5.4. SUSTINEREA ÎN LEMN

Susținerea în lemn este recomandată puțurilor cu profile dreptunghiulare și cu o durată de serviciu de 10—15 ani, amplasate în roci stabile. Se prezintă sub formă de cadre dreptunghiulare executate din lemn rotund sau cioplit cu latura de 18×20 cm (fig. XIX. 211). Elementele care compun cadrul de susținere sînt constituite din două grinzi lungi (1) și două scurte (2) asamblate între ele prin îmbinări în prag drept sau în coadă de rîndunică (fig. XIX.212). În funcție de condițiile geologice și presiunea rocilor, cadrele de susținere pot fi așezate fie în desîș, fie în cîmpuri.

Susținerea în desîș (fig. XIX. 213) este indicată puțurilor săpate în roci cu tărie redusă. Cadrele de lemn sînt așezate astfel încît între ele să nu rămînă nici un fel de spațiu liber. Monografiile în vigoare prevăd ca după săparea unui tronson de 3—6 m, operația de susținere să înceapă cu montarea unor elemente de sprijin (3) denumite *tropane*, care servesc pentru așezarea cadrelor de susținere și preluarea unei părți din greutatea lor.

Dimensionarea susținerii în lemn. Grinzile care compun cadrul de susținere sînt dimensionate în funcție de solicitările presiunii rocilor. Se apreciază că cea mai solicitată este grinda scurtă (l_1) care are deschiderea cea mai mare (fig. XIX. 215). Presiunea rocilor preluată de un cadru se stabilește cu expresia:

$$P = p \cdot l_1 \cdot L \quad [\text{MPa}] \quad (5.69)$$

în care p este presiunea maximă asupra susținerii, MPa; l_1 — lungimea grinzii de pe latura scurtă a puțului, m; L — distanța dintre cadre, m. În cazul cînd cadrele se montează în desis, această distanță este egală cu diametrul lemnului, m.

Momentul maxim de încovoiere

$$M_{\max} = \frac{p \cdot l_1 \cdot L}{8} < m \cdot W \cdot R_1 \quad (5.70)$$

unde m este coeficientul condițiilor de lucru, egal cu 0,6; W — modulul de rezistență al lemnului, cm^3 ; R_1 — rezistența admisibilă a lemnului la încovoiere, (60 — 100 daN/cm²).

Modulul de rezistență pentru lemnul rotund, $W = \frac{\pi d^3}{32}$, iar

pentru lemnul cioplit, cu secțiune dreptunghiulară, $W = \frac{bh^2}{6}$, unde b și h sînt lățimea și respectiv înălțimea profilului, cm. În cazul lemnului cu secțiunea pătrată, $W = \frac{a^3}{6}$, unde a este latura profilului, cm. Introducînd valoarea lui W în expresia de mai sus, se obține fie diametrul, fie laturile profilului, care satisface condiția de rezistență.

— pentru susținerea în cîmpuri, din lemn rotund:

$$d = 1,08 \sqrt[3]{\frac{p \cdot l_1^2 \cdot L}{m \cdot R_1}} \quad [\text{cm}] \quad (5.71)$$

— pentru susținerea în cîmpuri din lemn cioplit cu profil dreptunghiular:

$$b = \sqrt[3]{\frac{3 \cdot p \cdot l_1^2 \cdot L}{4 \cdot h \cdot R_1 \cdot m}} \quad [\text{cm}] \quad (5.72)$$

— pentru susținerea în cîmpuri din lemn cu profil pătrat:

$$a = \sqrt[3]{\frac{3 \cdot p \cdot l_1^2 \cdot L}{4 \cdot R_1 \cdot m}} \quad [\text{cm}] \quad (5.73)$$

5.5.5. SUSȚINEREA ÎN BOLȚARI

Bolțarii sînt folosiți în susținerea puțurilor cu profil circular care străbat roci cu o stabilitate redusă și care dezvoltă presiuni ridicate. Din punct de vedere al modului de preluare a presiunilor, susținerile în bolțari sînt incluse în grupa construcțiilor rigide.

Tehnologia de execuție a susținerii în bolțari. Susținerea în zidărie de bolțari se execută de jos în sus, pe tronsoane lungi de 20–25 m, fiind precedată de o susținere provizorie metalică. Construcția susținerii începe de la limita inferioară a tronsonului săpat unde se execută lăcașul unei fundații pentru piciorul de sprijin (fig. XIX. 216). După terminarea betonării piciorului de sprijin încep pregătirile pentru zidirea tronsonului. Spațiul care rămîne liber între zidărie și pereții puțului se umple cu un strat de beton monolit, cu grosimea de 100 mm. Se recomandă ca rosturile verticale dintre bolțari să alterneze de la un rînd la altul. Paralel cu zidirea bolțarilor se execută și amenajarea puțului cu moaze, care sînt dispuse pe verticală la o distanță de 2,0 m.

Ponderea timpilor necesari efectuării operațiilor de săpare, zidire și amenajare, în cadrul schemei succesive, pentru puțurile săpate în Valea Jiului, este redată în tabelul XIX. 66.

În tabelul XIX. 67 sînt redați, în procente, timpii fiecărei operații realizate la zidirea unui tronson de 1,5 m, în minele din Valea Jiului, iar în tabelul XIX. 68 sînt redată productivitățile și vitezele medii obținute. Normele de lucru pentru PZ-4 au valori de 0,131 m/p, iar pentru PZ-5 de 0,095 m/p.

Dimensionarea susținerii în bolțari. Constă în determinarea grosimii bolțarilor și dimensionarea picioarelor de sprijin (fig. XIX. 217).

Grosimea susținerii (d_0) se calculează cu relația lui Lamé, în funcție de tensiunea admisibilă în materialul susținerii (σ_a):

$$d_0 = R_i \left[\sqrt{\frac{\sigma_a}{\sigma_a - 2p}} - 1 \right] \quad [\text{cm}] \quad (5.74)$$

unde: p este presiunea minieră, MPa; R_i — raza interioară a susținerii m,

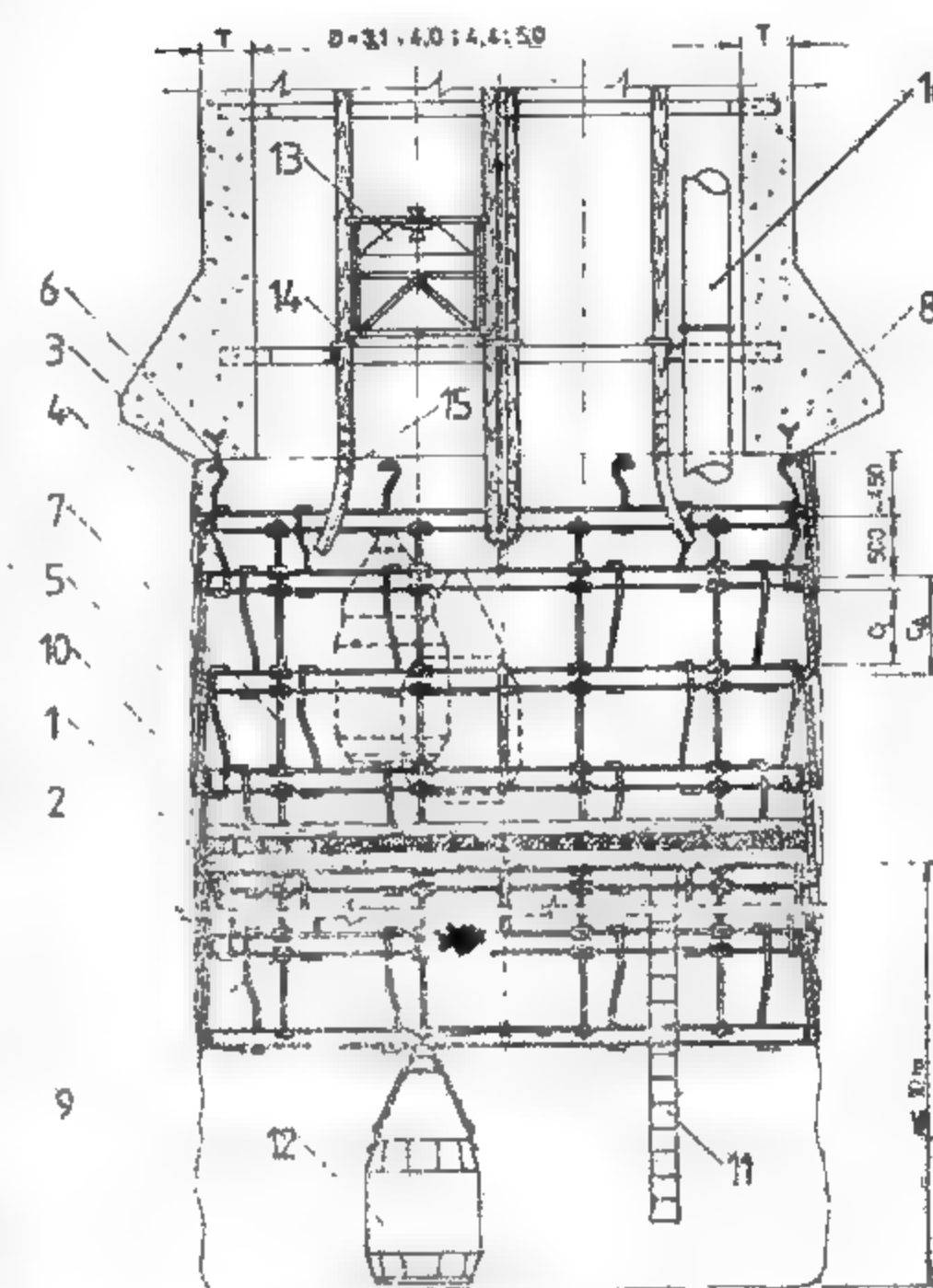


Fig. XIX.216. Tehnologia de susținere în bolțari a puțurilor:

1 — cîntă de săpare; 2 — căpușcă; 3 — cîrlig S sub pînten; 4 — cîrlig S scurt; 5 — cîrlig S lung; 6 — distanțier scurt; 7 — distanțier lung; 8 — cîrlig de pînten; 9 — piuliță pătrată; 10 — pod de siguranță mobil; 11 — scară de siguranță din funie; 12 — chiblă de 0,5–1,0 m; 13 — sanie de ghidare; 14 — opritorii sauciei; 15 — ghidaje pentru chiblă; 16 — burlan de aerisire.

Dimensiunile cîmpurilor între cîntre

Dimensiuni	Taria rocii, f			
	ET-FT	9-7T	6-4ST	≤3M
Cîmpul între axe C_A	1200	1000	1000	800
Cîmpul liber C_L	1020	820	820	620

Tabelul XIX.66

Pondereea timpilor pentru diferite operații la susținerea puțurilor în bolțari

Operația	Pondereea timpilor [%]
Săpare	66
Susținere	24,6
Amenajare	9,3

Tabelul XIX.67

Timpul de realizare a diferitelor operații la susținerea puțurilor în bolțari

Operația	Timpul de realizare [%]
Prepararea betonului	11,4
Demontarea susținerii provizorii	12,02
Montarea cofrajului de betonare	16,0
Montarea moazei	9,0
Zidirea	53,4

Tabelul XIX.68

Indicii realizați la puțurile susținute în bolțari

Lucrarea	Realizări	Avansarea [m/lună]	Productivitatea [m³/p]
Săparea	Maxime	17,7	2,26
	Medii	15,9	1,70
Zidirea	Maxime	28,2	1,30
	Medii	22,9	1,17

Tensiunea admisibilă σ_a se obține prin împărțirea rezistenței la compresiune a materialului susținerii, la coeficientul de siguranță m_s , care pentru bolțari este de 2,2–2,5.

Dimensionarea piciorului de sprijin. Dimensionarea picioarelor de sprijin constă în determinarea lățimii de sprijin a acestora (b) și a înălțimii lor (h).

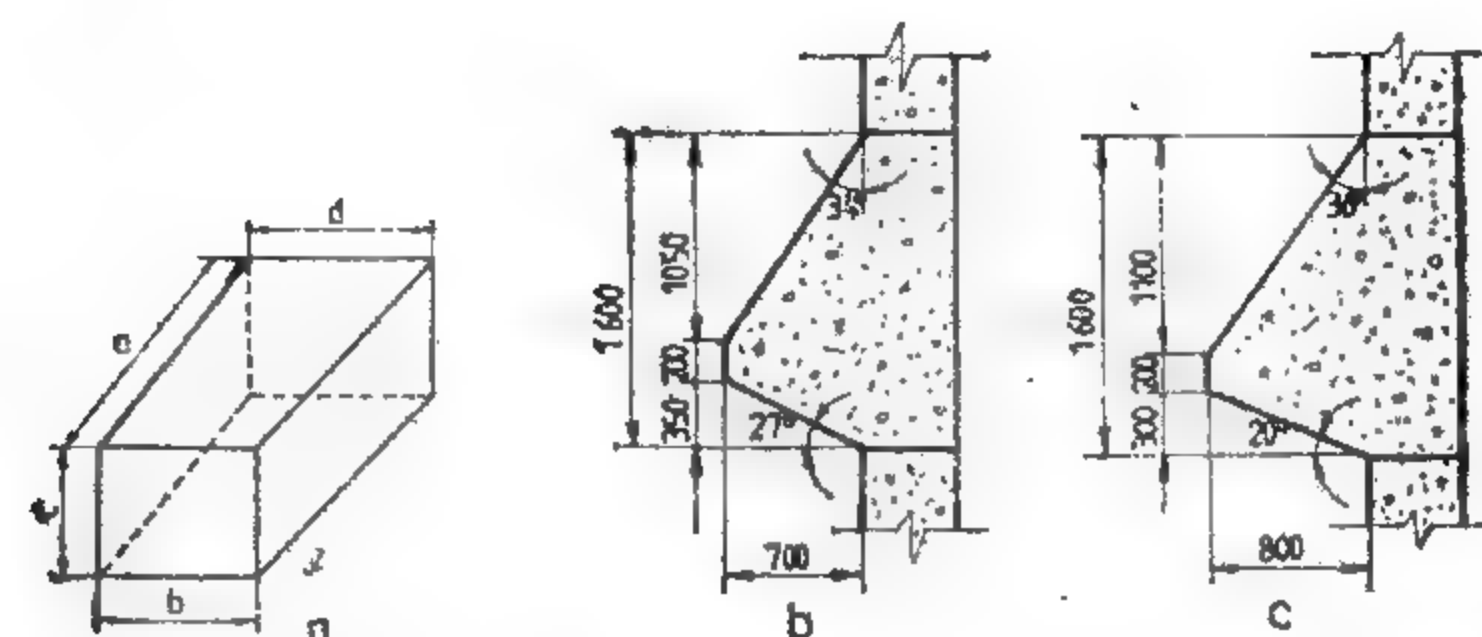


Fig. XIX.217. Dimensiunile bolțarilor și ale picioarelor de sprijin pentru puțuri, în minele din România

a — bolțar B 400; b — pinta (picior) de sprijin pentru roci tari; c — pinta de sprijin pentru roci slabe și moi.

Dimensiunile bolțarilor pentru puțuri

	CATEGORIA ROCII	a	b	c	d
$P_z-4,0$ B 400	$9 \leq 3$ T, ST, M	350	240	190	280
$P_z-5,0$ B 400	$9 \leq 3$ T, ST, M	400	250	190	290

Înălțimea piciorului de sprijin (h_0) rezultă din expresia:

$$h_0 = 1,73 b \sqrt{\frac{\sigma_c}{\sigma_f \cdot \cos \beta}} \quad (5.75)$$

În care: σ_c sînt tensiunile admise la compresiune pentru rocile în care se execută piciorul de sprijin, MPa; σ_f — tensiunile admise la forfecare a betonului din care se execută piciorul de sprijin, MPa; β este unghiul de înclinare a piciorului pe suprafața de sprijin, grade, care trebuie să fie mai mic decît unghiul de frecare dintre beton și rocă. Tensiunile admise pentru cîteva tipuri de roci sînt date în tabelul XIX. 69, iar unghiurile de frecare dintre betoane și rocă, în tabelul XIX. 70.

Dimensionarea susținerii provizorii. În etapa actuală inelele susținerilor provizorii sînt executate din oțel laminat OL — 38 profil U — 18.

Verificarea stabilității transversale a susținerii metalice provizorii se face în funcție de presiunea critică (P_{cr}), cu relația propusă de Levi:

$$P_{cr} = \frac{3 EI_x}{R^3} > P_D \quad [\text{MPa}] \quad (5.76)$$

în care P_{cr} este presiunea critică, MPa; E — modulul de elasticitate al materialului, MPa; I_x — momentul de inerție, cm^4 ; R — raza inelului, m.

Tabela XIX.69

Tensiunile de compresiune admise pentru câteva tipuri de roci

Tipul rocilor	Tensiunile admise la compresiune [daN/cm ²]
Roci compacte cu tărie ridicată	10—15
Gresii și calcare cu tărie medie	5—10
Argile și marne cu tărie medie	3—5
Argile compacte	3

Tabela XIX.70

Valoarea unghiurilor de frecare dintre beton și roci de tip argilos

Tipul rocii	Unghiul de frecare [grade]
Argilă uscată	22
Argilă umedă	11,5
Argilă nisipoasă uscată	26,5
Argilă nisipoasă umedă	17

Presiunea critică obținută se compară cu presiunea uniform distribuită (P_D), valoarea căreia trebuie să fie cel puțin de două ori mai mică față de cea critică.

5.5.6. SUSȚINEREA ÎN BETON CU COFRAJE GLISANTE

Principiul acestei tehnologii de susținere constă în transportul prin greutate proprie a betonului în spatele unui cofraj glisant, situat în imediata apropiere a frontului de lucru. Susținerea se realizează descendent, pe tronsoane scurte de 2,3—4,0 m, iar betonul este transportat pe verticală prin intermediul unor conducte metalice cu diametrul de 150—180 mm și grosimea pereților de 6—8 mm.

Sensul descendent de betonare elimină susținerea provizorie din inele metalice și, ca urmare, permite realizarea de economii la consumul de materiale și de muncă. Transportul prin greutate proprie a betonului până la nivelul cofrajului asigură mecanizarea integrală a

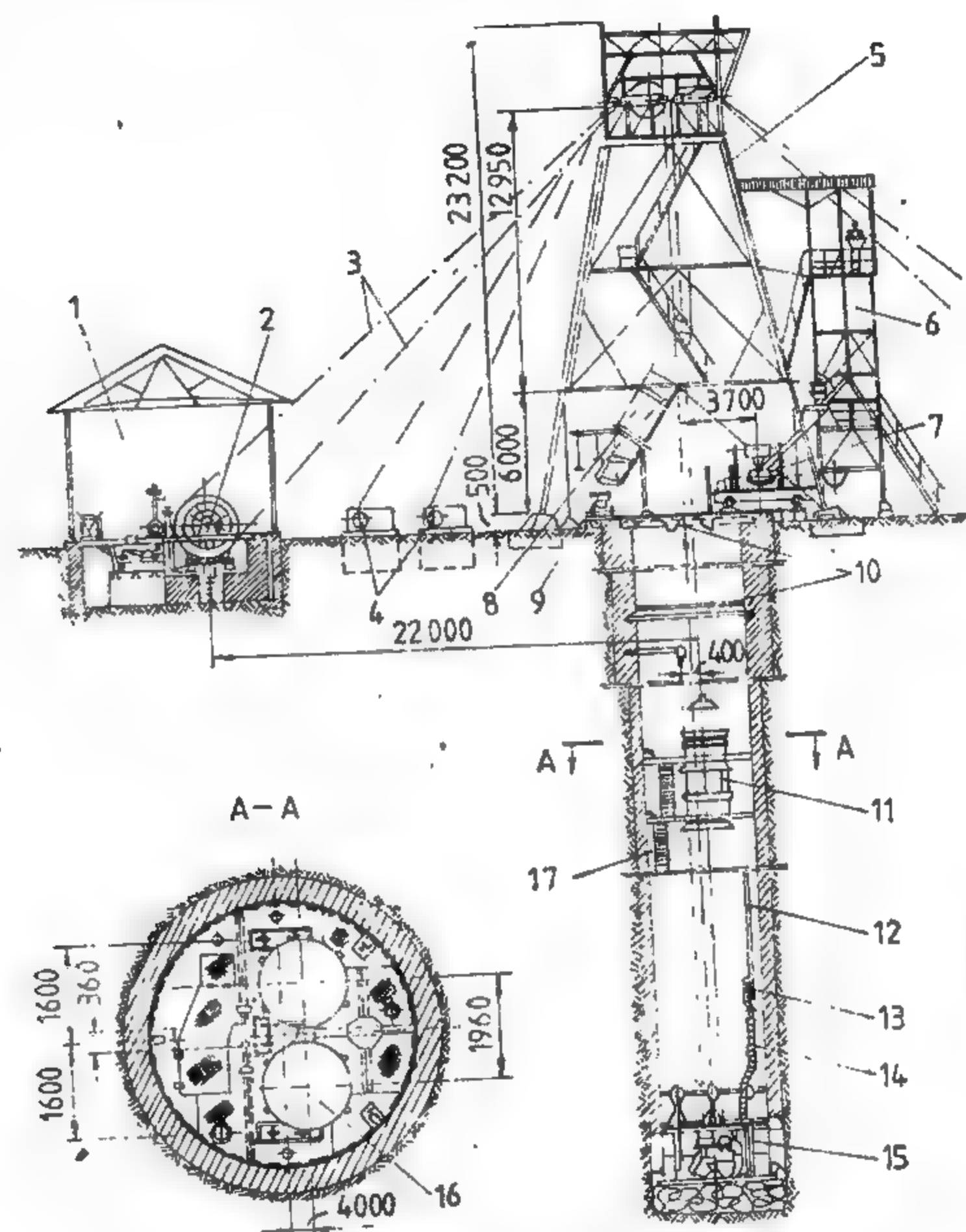


Fig. XIX.218. Instalație pentru executarea puțurilor:

1 — casa troliului de extracție; 2 — troliul de extracție; 3 — cabluri; 4 — trolii manuale; 5 — turn provizoriu de săpare; 6 — silozuri dozatoare pentru ciment, nisip și pietriș; 7 — betonieră; 8 — jgheab pentru deversarea rocii lăpușcate; 9 — vagonet sau bandă de transport; 10 — poduri fixe; 11 — pod mobil cu două platforme; 12 — conductă fixă pentru transportul betonului; 13 — amortizor; 14 — conductă flexibilă; 15 — cofraj glisant; 16 — orificii pentru trecerea chiblei; 17 — scară mobilă pentru accesul personalului în front.

procesului de susținere, cu implicații directe asupra creșterii vitezelor de execuție a puțurilor până la 70—100 m pe lună.

Complexul de utilaje pentru susținerea puțurilor în beton constă în subansamble montate la suprafață și în subteran. La suprafață sînt amplasate turnul puțului, instalația de extracție, utilajele pentru dozarea și prepararea betonului, ca și transportul acestuia în subteran (fig. XIX. 218). Subansamblele din subteran cuprind conductă fixă de beto-

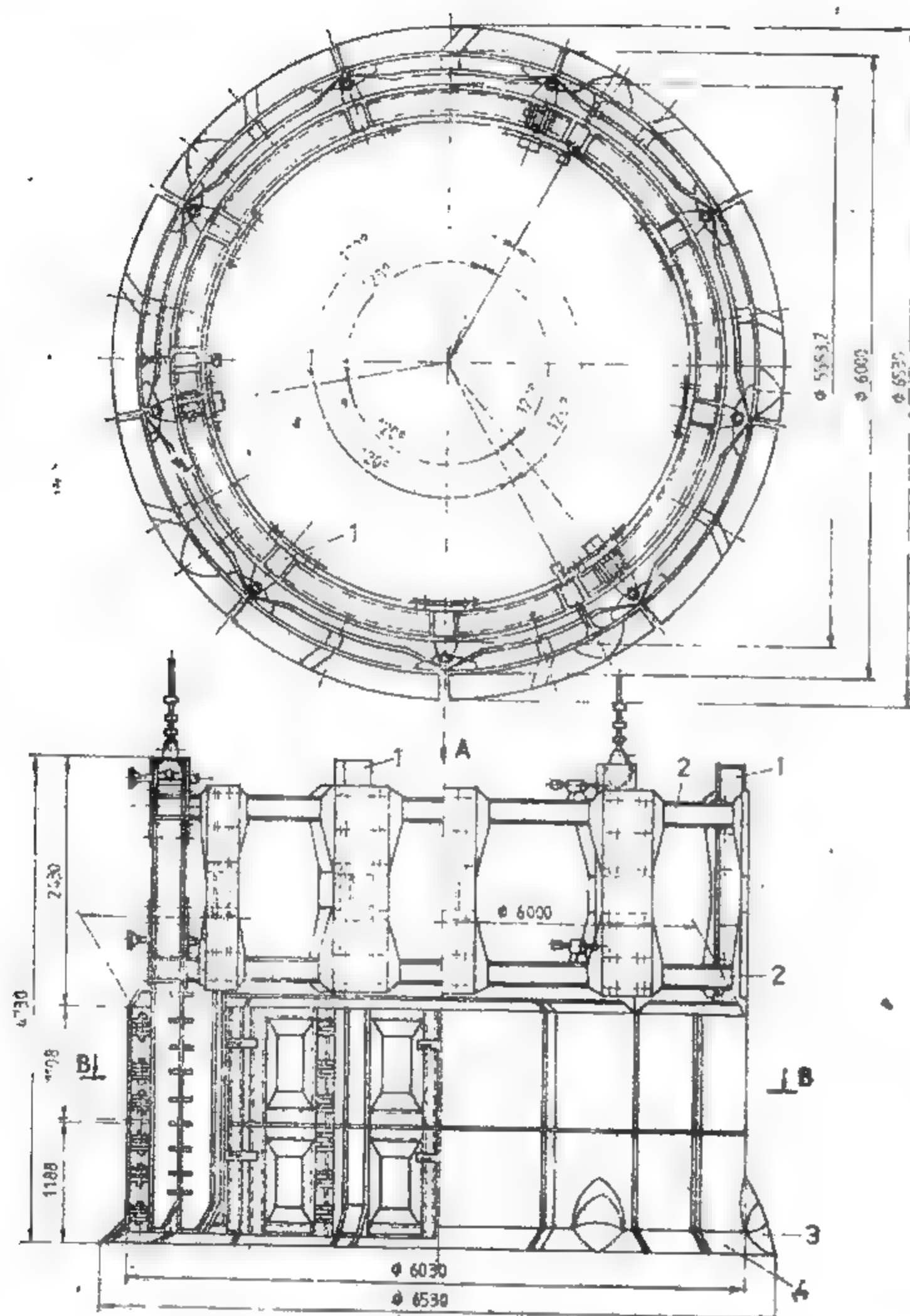


Fig. XIX.219. Construcția cofrajului glisant.

are (12), conducta flexibilă (14), cofrajul glisant (15), podul mobil (11) și amortizorul (13) pentru reducerea vitezei de cădere a betonului.

Operația de betonare se desfășoară sub protejarea podului mobil (11) situat la cel mult 2,5 m deasupra frontului de lucru, prevăzut cu orificii pentru trecerea chiblei. De la acest pod pînă la frontul de lucru accesul personalului se asigură cu o scară mobilă cu pînten (17), sprijinită de peretele puțului. Pe podul menționat se mai montează și trolile la care se leagă grădărele pentru încărcarea rocii.

Betonul se prepară la gura puțului, într-o instalație care se compune din: două silozuri pentru nisip și pietriș (6) a căror capacitate corespunde betonării unui tronson de 2,3 m, una — două betoniere (7) de 250—450 l, două dozatoare, un elevator cu schip pentru agregate și o bandă pentru transportul cimentului cu clorură de calciu dizolvată.

Compoziția betonului folosit în susținerea puțurilor din țara noastră este următoarea: ciment P-400 — 367 kg/m³; nisip 0—7 mm — 480 kg/m³; pietriș 7—30 mm — 0,730 m³/m³; clorură de calciu în proporție de 2% din greutatea cimentului, reprezintă 7,36 kg/m³; apă 0,250 m³/m³; apastop 7,36 kg/m³. Betonul preparat se transportă pînă la nivelul cofrajului glisant, printr-o conductă fixă (12) cu diametrul de 150 mm și un sistem de conducte flexibile (14) executate din pîlîii tronconice cu înălțimea de 0,5 m, asamblate între ele. Pentru diminuarea vitezei de curgere a betonului se prevede intercalarea amortizoarelor (13).

Deosebit de eficientă s-a dovedit automatizarea procesului de preparare a betonului. Astfel de soluție a permis creșterea capacității stației de preparare a betonului pînă la 30 m³/h. Pentru prepararea și transportul unei cantități de 50 m³ beton au fost necesare în acest caz 2—2,5 ore. Conductele metalice de betonare sînt fixate în puț, prin intermediul unor bride, pe moazele puțului.

Construcția cofrajelor glisante. Din punctul de vedere al construcției se deosebesc cofraje: cu uși rabatabile, cu secții glisante, cu scut de protecție, autocentrabile și pășitoare.

Cofrajul glisant cu uși rabatabile (fig. XIX. 219). Are cea mai mare răspîndire în țara noastră. Este format din 5—7 stîlpi verticali (1) legați între ei în partea superioară cu două inele de rigidizare (2). De fiecare stîlp sînt fixate cîte două uși metalice, executate din tablă de 8 mm, care se pot roti la un unghi de 60—70° înspre interiorul puțului. În situația cînd ușile sînt închise, cofrajul are forma unui cilindru cu diametrul exterior egal cu diametrul puțului în lunună.

Cînd ușile se deschid în interior (fig. XIX.220) diametrul cofrajului se micșorează cu 100—150 mm, ceea ce îi permite desprinderea de beton și coborîrea lui la nivelul noului tronson ce urmează să fie betonat. Înălțimea cofrajelor din țara noastră este cuprinsă între 4300—4740 mm, din care înălțimea utilă de betonare este de 2300 mm. Diametrul interior în partea superioară este mai mic cu 30 mm față de partea inferioară, pentru deplasarea cît mai ușoară pe verticală.

Coborîrea cofrajului în frontul de lucru se efectuează cu ajutorul a două trolii cu capacitatea de 10 tone fiecare, montate la suprafață. În partea inferioară a cofrajului sînt sudate periferic șase pînteni (3) cu înălțimea de 740 mm, care formează, în betonul proaspăt turnat, nișe tronconice pentru a asigura trecerea conductei flexibile de betonare în spatele cofrajului; și turnarea betonului în tronsonul inferior. Tot la partea inferioară a cofrajului este prevăzut un cozoroc inelar (4) al cărui diametru este mai mare cu 500 mm față de diametrul de lucru al cofrajului. Pe cozorocul menționat se amenajează un pat de scîndură pe care a împiedica scurgerea betonului proaspăt turnat.

Tehnologia de betonare cu cofrajul glisant în minele din țara noastră. Betonarea puțurilor cu ajutorul cofrajelor glisante se efectuează pe tronsoane scurte de 2—5 m. În Valea Jiului înălțimea tronsonului betonat într-un ciclu este de 2,3 m și include următoarele

patru faze (fig. XIX. 221):

— În faza întâi, roca rezultată în urma împușcării găurilor este evacuată pe un tronson de 2,3 m. Ușile cofrajului se deschid și, cu ajutorul troliilor de la zi, se coboară în tronsonul pregătit, sprijinindu-se pe roca nivelată; după închiderea ușilor cofrajul se centrează, apoi se prelungește conducta flexibilă și se începe betonarea tronsonului pe înălțimea menționată (fig. XIX. 221, I).

— În faza a doua are loc priza sau întărirea betonului cofrat. În acest timp se coboară graifărele pentru a încărca roca rămasă în front pe o înălțime de 1,5 m (fig. XIX. 221, II).

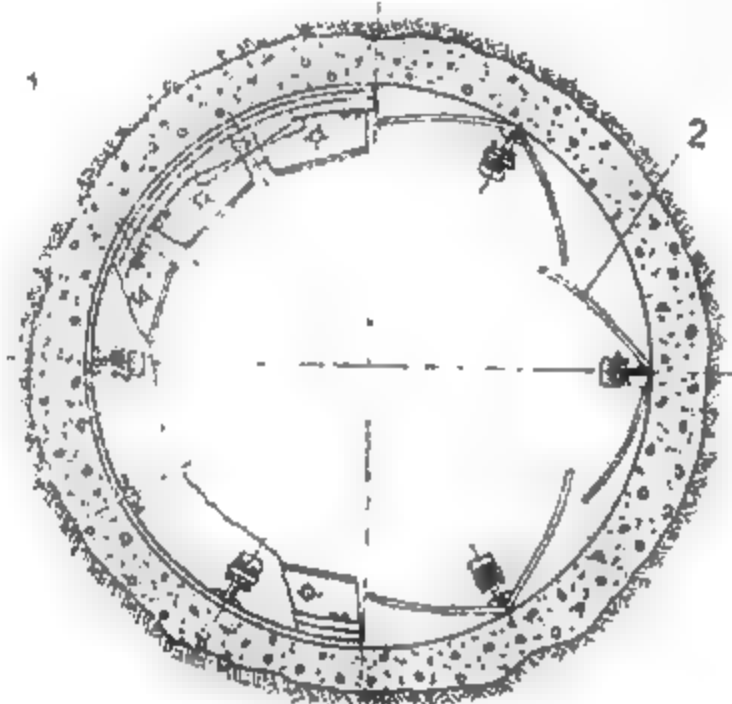


Fig. XIX.220. Modul de deschidere a ușilor pentru decofrare și coborirea cofrajului:

1 — uși închise (betonare); 2 — uși deschise (decofrare).

— În faza a treia (fig. XIX.221, III) se include operația de perforare a găurilor; găurile perforate au lungimi de 2,5 m, în funcție de înălțimea activă a cofrajului; în timpul perforării găurilor, betonul cofrat continuă să se întărească. După împușcare, rezultă un nou tronson de 4 m umplut cu rocă până la nivelul cofrajului.

— În faza a patra se execută încărcarea rocii (fig. XIX. 221. IV) pe un tronson de 2,3 m, după care operațiile se reiau în aceeași succesiune (coborirea și centrarea cofrajului, betonarea tronsonului ș.a.m.d.).

Pentru buna organizare a lucrărilor de susținere cu cofraj glisant trebuie să se cunoască rezistența la care se poate efectua decofrarea betonului. Cercetările experimentale au arătat că inelul de beton proaspăt turnat, care este supus acțiunii undelor detonante ale exploziei, poate fi decofrat dacă dispune de o rezistență de 10—15 daN/cm². În Valea Jiului rezistența betonului după 12 ore este de 50 daN/cm², când are loc decofrarea.

Experiența acumulată în Valea Jiului și Baia Mare a arătat că procesul de săpare cu cofraj glisant permite să se obțină indici tehnico-economici mult superiori celor obținuți cu susținerile în boltari. Cu tehnologia menționată, în Valea Jiului s-a realizat un record de 94,3 m/lună la executarea puțului principal cu schip Livezeni și 100 m la puțul principal de la I.M. Valea de Brazi.

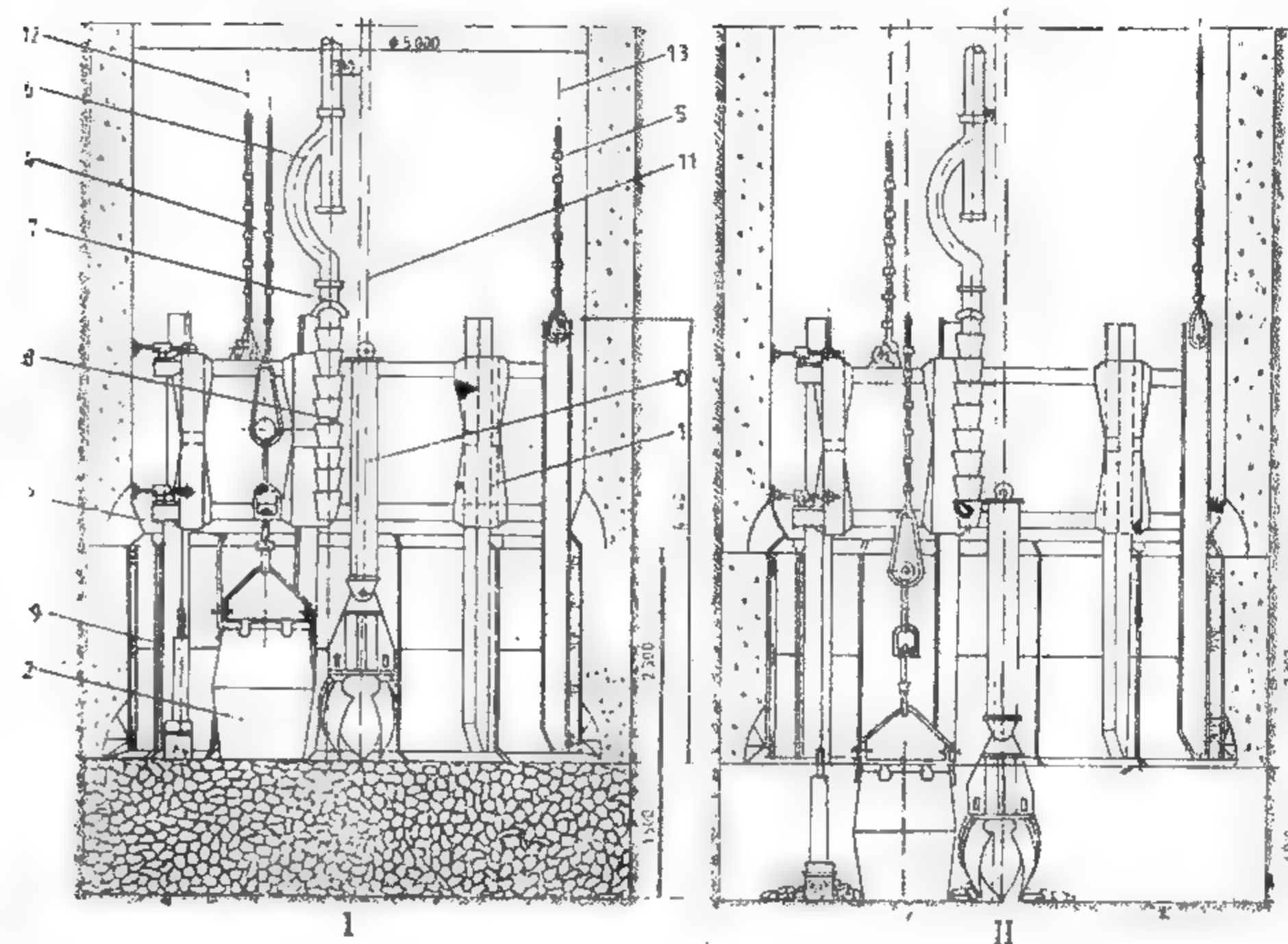


Fig. XIX.221. Fazele tehnologice la execuția susținerii puțurilor cu ajutorul cofrajelor glisante:

1 — cofraj metalic $\Phi = 5$ m, $h = 2,3$ m; 2 — chiblă, $Q = 1,5$ m³; 3 — carabină pentru sarcina utilă $Q = 2800$ daN; 4 — clemă pentru cablu; 5 — clemă pentru cablu $\Phi = 34$; 6 — conductă pentru reducerea vitezei betonului; 7 — umplăcă; 8 — conductă flexibilă; 9 — motopompă pneumatică APEI-65; 10 — încărcător pneumatic incluziv trolii de manevră; 11 — cablu MAT $\Phi 13,6 \times 19 - 160z/s$, $Q_s = 10\ 300$ daN; 12 — cablu construcție normală; 13 — cablu zincat $\Phi 34$, $8 \times 37 - 160z/s$, $Q_z = 71\ 400$ daN.

În baza graficului de organizare (fig. XIX.222) s-a reușit realizarea unui ciclu în 16 ore, 1,5 cicluri pe zi cu o avansare de 3 m/zi respectiv 94,3 m/lună și o productivitate de 5,5 m³/post.

Dimensionarea susținerii din beton. Studiile asupra interacțiunii susținerii puțului cu masivul de rocă au arătat că, la suprafața de contact dintre susținere și rocă, se dezvoltă tensiuni radiale ($\sigma_r = p$) și tangențiale (q) care formează sarcini neuniforme asupra susținerii. Distribuția sarcinilor pe conturul puțului în plan orizontal este reprezentată în fig. XIX.223. Pentru dimensionarea susținerii din beton trebuie cunoscute: presiunea minieră maximă, rezistența betonului, tensiunile admise în beton și raza interioară a puțului.

Presiunea minieră maximă se recomandă să fie calculată cu relația (5.63) dată la capitolul 5.5.2 privind „Interacțiunea rocă - susținere”.

În urma solicitărilor cauzate de manifestarea presiunilor, p și q în susținerea puțului, se dezvoltă un cîmp de tensiuni neuniforme dintre care cele mai periculoase sînt tensiunile

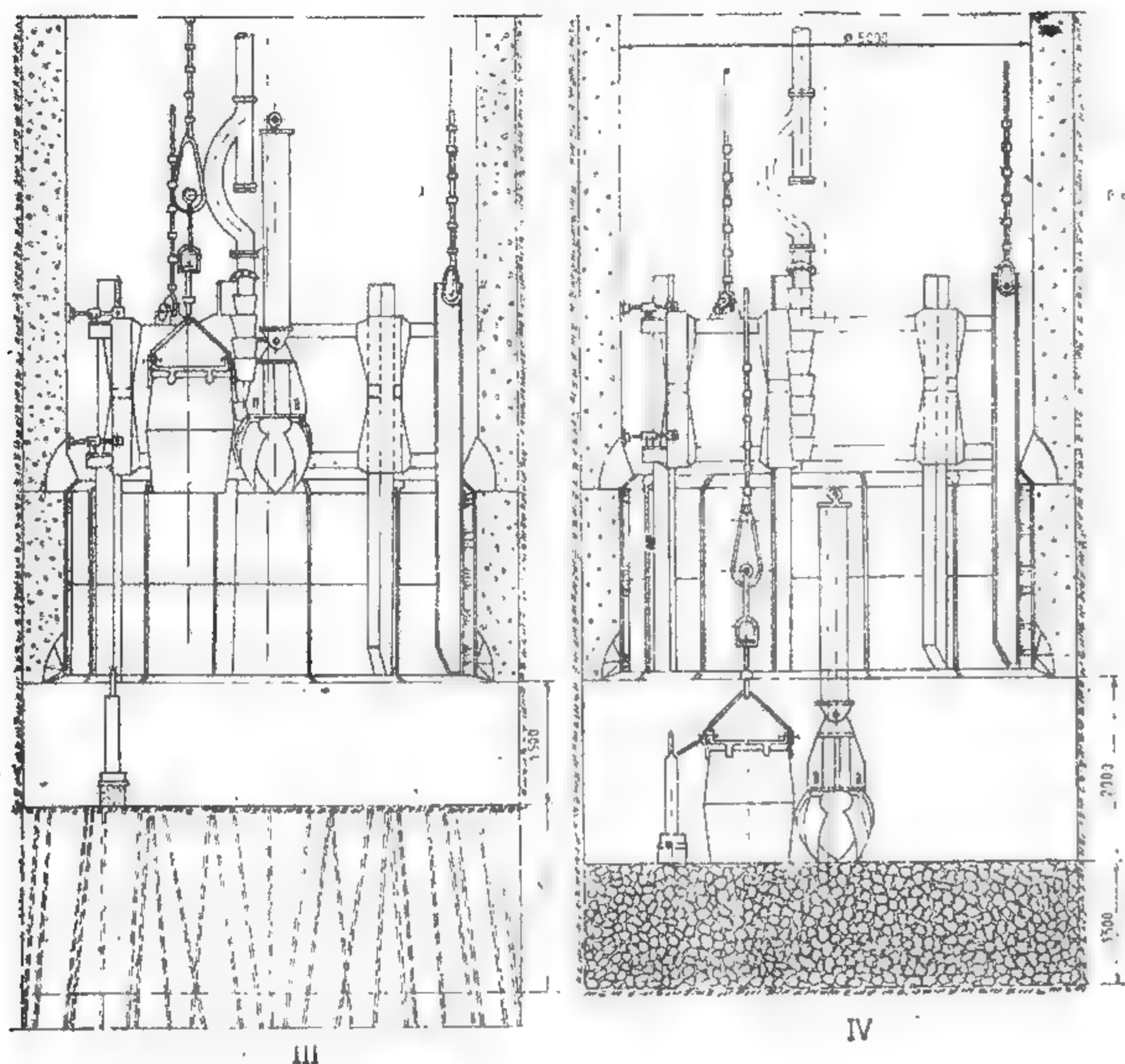


Fig. XIX.221 (continuare)

tangențiale normale (σ_0). Aceste tensiuni acționează pe conturul interior al susținerii, provocând deformarea sau distrugerea acesteia. Pentru calculul lui σ_0 se propune expresia:

$$\sigma_0 = \frac{2 C^2}{C^2 - 1} \cdot p_{max} \cdot \cos 2\theta \quad [\text{MPa}] \quad (5.77)$$

în care: $C = \frac{R_1}{R_0}$; R_1 și R_0 fiind raza exterioară și respectiv raza interioară a susținerii: m.

Tensiunile maxime de compresiune sînt întîlbite în punctul A, atunci cînd $\theta = 0$ (fig. XIX.223). Condiția de stabilitate a susținerii în funcție de tensiunile de com-

Nr. Crt.	COMPLEXE DE OPERAȚII	NUMĂR DE PUNCTE	DURATA (min)	DURATA UNUI CICLU																			
				SCHIMBUL I											SCHIMBUL II								
				5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21			
1	Pregătire pîr perforare	6	10																				
2	Perforare	6	230																				
3	Încărcare-împuscarea găurilor	4	80																				
4	Anchisire	6	15																				
5	Control după înmuscare	2	5																				
6	Pregătire pîr extracere	6	10																				
7	Extracere pîr	6	55																				
8	Netezirea pîrului	2	30																				
9	Formarea cutrupului	6	20																				
10	Centrarea cutrupului	3	20																				
11	Prădăirea pîrului	3	20																				
12	Betonare	4	110																				

Fig. XIX.222. Graficul de organizare pentru execuția puțului principal Livezeni.

presiune este dată de expresia:

$$\sigma_{0max} = \frac{2 C^2}{C^2 - 1} \cdot p_{max} \cdot \cos 2\theta < R_c \quad (5.78)$$

în care R_c este rezistența la compresiune a betoanelor (tabelul XIX. 71).

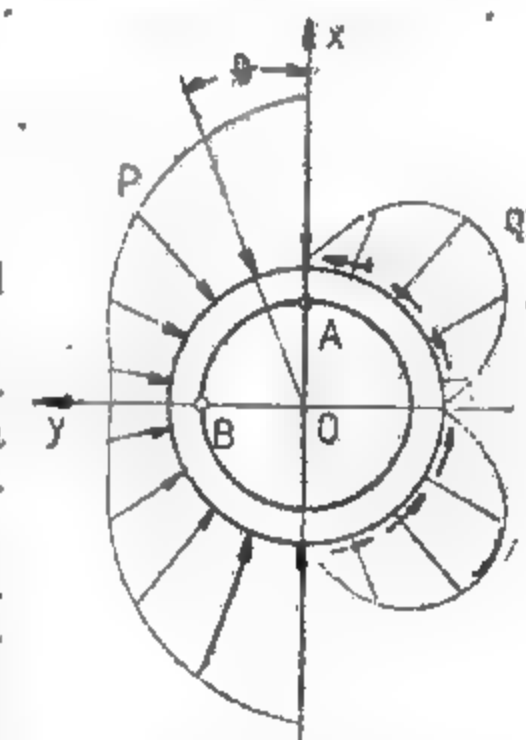
Grosimea susținerii se apreciază că este judicios aleasă dacă probabilitatea distrugerii ei nu depășește 2–5%. Această condiție are în vedere siguranța în funcționare a susținerii și economicitatea ei.

Prin siguranța în funcționare se înțelege calitatea susținerii de a-și păstra portanța și de a asigura condiții normale de exploatare a puțului pe toată durata de serviciu. În etapa actuală, pentru asigurarea siguranței susținerii se recomandă includerea în relațiile de calcul a unor coeficienți, care au în vedere omogenitatea materialului de construcție, suprasolicitările, condiția de lucru a susținerii etc.

În acest sens, pentru dimensionarea susținerii este propusă formula:

$$d = m_s \cdot R_0 \cdot \left(\sqrt{\frac{m_b \cdot R_c}{m_b \cdot R_c - m \cdot p \sqrt{3}}} - 1 \right) \quad [\text{m}] \quad (5.79)$$

în care: R_c este rezistența la compresiune a betonului, daN/cm²; m_s — condiția de lucru a susținerii, egală cu 1,25; m_b — coeficient de omogenitate a betonului, egal cu 0,45–0,50; m — coeficient care ține seama de suprasolicitarea susținerii și neuniformitatea manifestării presiunii, egal cu 1,3; p — presiunea minieră maximă.

Fig. XIX.223. Sollicitările tangențiale (q) și radiale (p) la susținerea puțului.

Exemplu de calcul pentru dimensionarea susținerii din beton. Un puț cu raza în lumină $R_0 = 2,5$ m este susținut în beton. Tehnologia folosită este cu cofraj glisant. Distanța dintre frontul de lucru și cofrajul glisant unde se toarnă betonul (l) este de 2,5 m; λ — coeficientul împingerii laterale este egal cu 0,33; $H = 600$ m; roca este gresie compactă cu $\sigma_c = 6$ MPa = 60 daN/cm²; $f = 6$; $\gamma = 2,5 \cdot 10^{-3}$ MN/m³; G_R (modul de forfecare pentru rocă) = 11450 MPa și pentru susținere, $G_s = 1,25 \cdot 10^4$ MPa; $\mu_s = 0,30$; $\mu_R = 0,25$; $\alpha_1 = 0,3$; unghiul $\theta = 30^\circ$; $A_s = 7$; $\alpha^* = 0,76$; $m_s = 1,25$; $m_b = 0,50$; $R_c = 13,5$ MPa (135 daN/cm²), corespunzând mărcii betonului B — 300 din tabelul XIX. 71.

Tabelul XIX.71

Valoarea caracteristicilor mecanice ale betoanelor de diferite mărci [daN/cm²]

Specificație	B 200	B 250	B 300	B 350	B 400	B 450	B 500
Rezistența la compresiune, R_c	90	110	135	155	175	195	215
Rezistența la tracțiune, R_T	7,5	8,8	10	11	12	12,8	13,5
Modulul de elasticitate, $E \cdot 10^{-3}$	240	265	290	310	330	345	360

Folosind expresia (5.63) se obține presiunea minieră, $p = 0,54$ MPa (54 tf/m²). Înlocuind valorile parametrilor în formula (5.79) se obține grosimea susținerii:

$$d_0 = 1,25 \cdot 2,5 \left(\sqrt{\frac{0,50 \cdot 13,5}{0,50 \cdot 13,5 - 1,3 \cdot 0,54 \cdot 1,73}} - 1 \right)$$

$$d_0 = 0,32 \text{ m}$$

Pentru verificarea stabilității susținerii se folosește expresia (5.78). Se calculează tensiunea maximă, $\sigma_{\theta \max}$:

$$\sigma_{\theta \max} = \frac{2 C^2}{C^2 - 1} p_{\max} \cdot \cos 2\theta$$

$$C = \frac{R_1}{R_0} = \frac{2,82}{2,50} = 1,12; \quad C^2 = 1,25.$$

Tensiunile maxime sînt în punctul A. Pentru $\theta = 0$, $\cos = 1$. În consecință:

$$\sigma_{\theta \max} = \frac{2 \cdot 1,25}{0,25} \cdot 1,08 = 10,8 \text{ MPa}$$

Întrucît betonul B — 300 dispune de o rezistență la compresiune $R_c = 13,5$ MPa, condiția de stabilitate a susținerii cu grosimea de 0,32 m este satisfăcută ($\sigma_{\theta \max} < R_c$).

Capacitatea portantă a susținerii se determină cu expresia:

$$P_s = R_c \frac{C^2 - 1}{2 C^2} \quad [\text{MPa}] \quad (5.80)$$

Pentru $R_c = 13,5$ MPa; $C^2 = 1,25$:

$$P_s = 13,5 \frac{0,25}{2,50} = 1,35 \text{ MPa (135 tf/m}^2\text{)}$$

5.5.7. SUSȚINEREA ÎN TORCRET

În afară de acțiunea de consolidare, torcretul prezintă o caracteristică foarte importantă și anume posibilitatea de a se executa cu grosimi variabile — de la câțiva centimetri pînă la grosimi de 10—15 cm, în calitate de susținere provizorie sau definitivă. Domeniul de aplicare al susținerii din torcret se stabilește în funcție de rezistența rocilor și caracteristicilor lor de deformare. Această susținere nu poate fi recomandată pentru cazul cînd afluența apelor este mai mare de 8 m³/h și cînd puțul se găsește sub influența lucrărilor de abataj. Susținerea în torcret nu este recomandată, de asemenea, pentru cazurile cînd puțul străbate roci afinate, grohotișuri, roci foarte fisurate, cu rezistențe scăzute și conținut ridicat de apă, roci plastice cu tendință de umflare și în cazurile cînd puțul se execută prin congelare.

Țările care au folosit pe scară largă susținerea în torcret în construcția puțurilor relatează reduceri însemnate la costul de execuție. Astfel în tabelul XIX. 72 sînt redată costurile a 1 m³ de susținere în beton monolit cu grosimea de 250—300 mm și susținerea în torcret cu grosimea de 130—150 mm.

Tabelul XIX.72

Costuri comparative între susținerea în torcret și beton turnat

Tipul susținerii	Grosimea susținerii [mm]	Costul 1 m ³ de susținere [lei/m ³]	Reducerea costului	
			lei	%
Beton monolit	250	88,50	—	—
Susținere în torcret	130	58,50	30	(34)
Beton monolit	300	100,6	—	—
Susținere în torcret	150	66,50	34,10	(33,8)

În tabelul XIX.73 este prezentată variația rezistenței torcretului în funcție de natura pietrișului și modul cum este dozată compoziția ciment : nisip : pietriș.

Tehnologii de susținere în torcret. Pentru susținerea în torcret a puțurilor sînt cunoscute două variante tehnologice, în funcție de locul de amplasare a mașinilor de torcretat și modul cum se realizează transportul amestecului de ciment pînă în frontul de lucru. Într-unul din aceste criterii, mașinile de torcretat pot fi amplasate la suprafață sau în frontul de lucru.

SĂPAREA ȘI SUSȚINEREA LUCRĂRILOR MINIERE

În situația amplasării mașinilor la suprafață, amestecul de ciment este transportat prin mașină spre frontul de lucru prin intermediul unor conducte metalice la care se cuplează duza de refulare.

A doua variantă prevede instalarea mașinii de torcretat în puț, iar alimentarea ei cu amestecul de ciment se efectuează prin intermediul conductelor metalice.

Tabelul XIX.73

Existența torcretului la compresiune în funcție de dozajul ciment : nisip : pietriș

Natura pietrișului	Rezistența torcretului la compresiune [daN/cm ²] în funcție de componența amestecului ciment, nisip, pietriș (C : N : P)			
	1 : 3 : 1	1 : 2 : 1	1 : 3 : 2	1 : 2 : 2
Arceă concasată	238	246	226	230
Pietriș de râu	208	213	182	184

Prima variantă tehnologică, cu amplasarea mașinii de torcretat la suprafață (fig. XIX. 224) s-a experimentat la săparea unui puț în gresii și marne argiloase. Organizarea proceselor de săpare și de susținere pentru avansarea frontului de lucru cu 2,1 m în 36 de ore este prezentată în fig. XIX. 225. Umețarea amestecului s-a efectuat în duza 1 (fig. XIX. 226), cu ajutorul apei acumulată în recipientul 4 și condusă în front prin furtunul 5, cu diametrul de 25 mm.

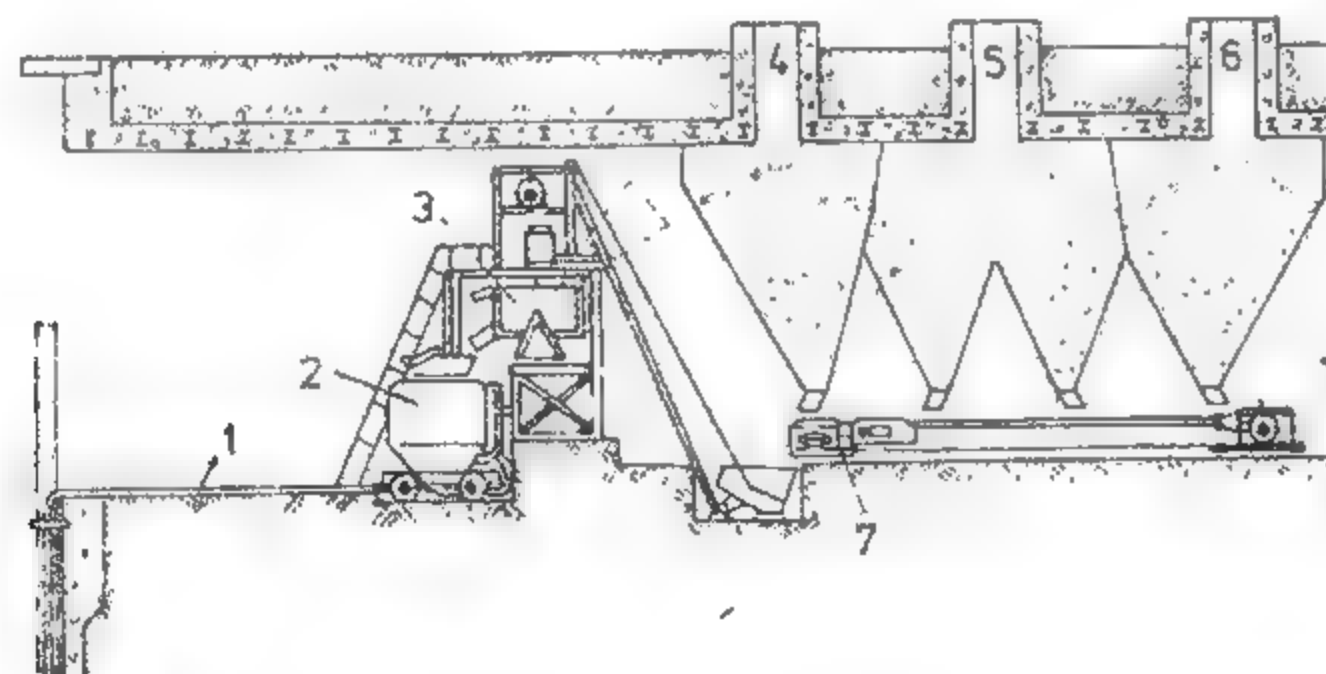


Fig. XIX.224. Tehnologia de susținere cu amplasarea mașinii de torcretat la suprafață :

1 — conductă de betonare; 2 — mașina de torcretat; 3 — betonieră; 4, 5, 6 — guri de alimentare pentru ciment, pietriș și nisip; 7 — transportor.

Tehnologia de torcretare cu amplasarea utilajelor în front a fost experimentată la săparea unui puț cu diametrul util de 4,5 m, în sienite alterate. În proiectul de execuție s-a prevăzut amplasarea mașinii de torcretat pe platforma inferioară a podului de lucru (fig. XIX. 227).

În decursul unui schimb s-a realizat susținerea puțului pe un tronson de 3 m, cu succesiunea operațiilor reduse în graficul de organizare din fig. XIX. 228.

Operații	Durată h min	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	32	33	34	35	36	
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	32	33	34	35	36	
Perforare găuri	8 00																																					
Retragerea utilajului	0 25																																					
Încărcarea găurilor și împănare	1 50																																					
Aerarea frontului	0 30																																					
Coborâtul utilajului	0 20																																					
Execuția susținerii	6 00																																					
Încărcarea rocii	19 00																																					
Prelungirea coadanei de aer, de betonare și de comprimare	0 45 0 30 0 30																																					
Total	36 00																																					

Coborârea podului de două ori pe lună în zile schimb

Coborâtul podului de două ori pe lună în câte 1 schimb

Fig. XIX.225. Organizarea proceselor de săpare și susținere în torcret a puțurilor.

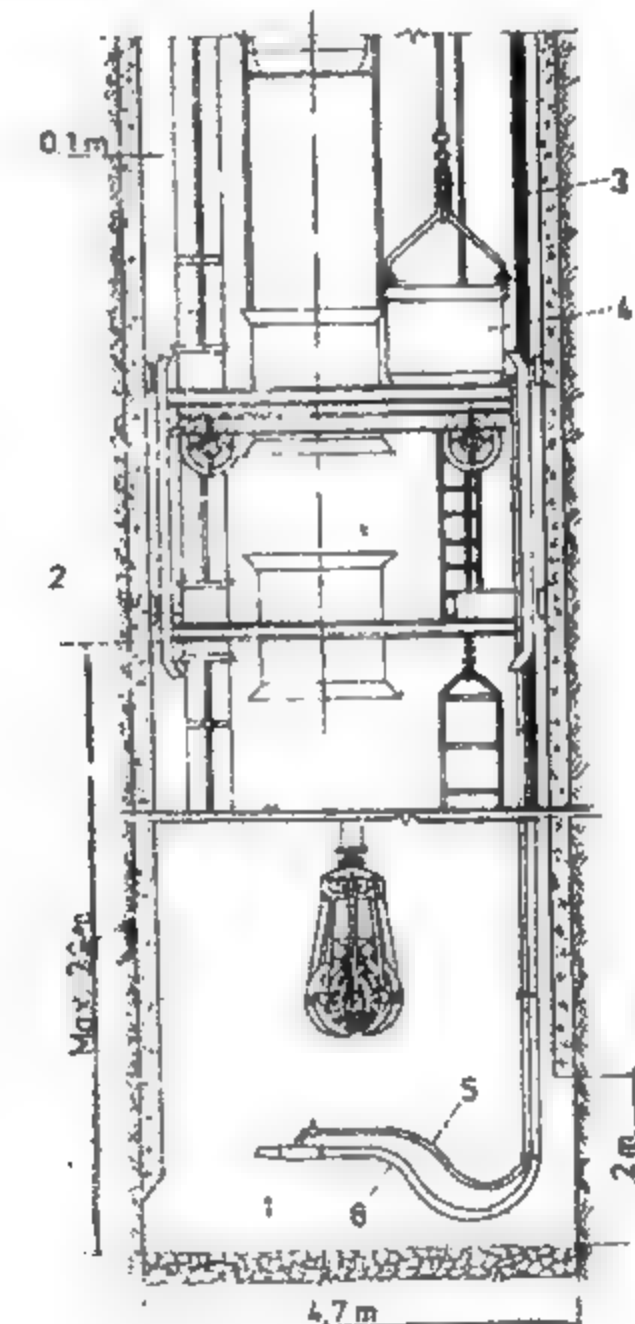


Fig. XIX.226. Tehnologia de susținere în varianta amplasării mașinii de torcretat la suprafață :

1 — duză; 2 — pod mobil de lucru; 3 — conductă de betonare; 4 — recipient pentru apă; 5 — furtun pentru apă; 6 — furtun pentru amestecul uscat.

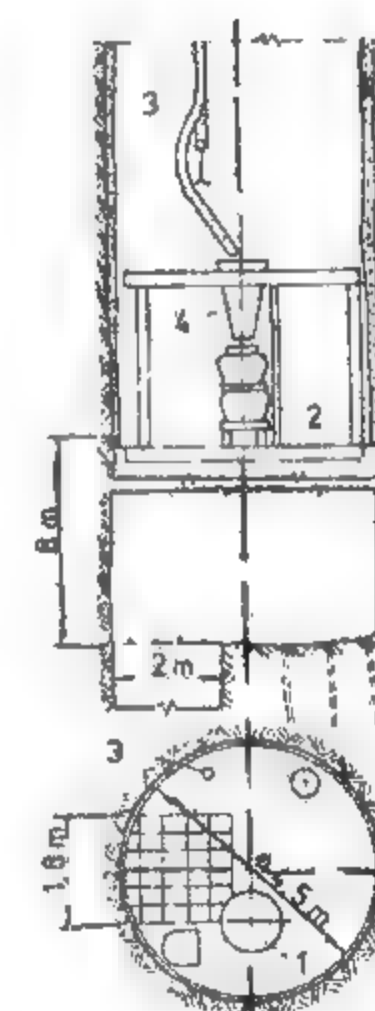


Fig. XIX.227. Tehnologia susținerii în torcret cu amplasarea utilajelor în frontul de lucru :

1 — orificiu pentru trecerea chiblet; 2 — mașina de torcretat; 3 — conductă pentru transportul amestecului; 4 — pilie de alimentare.

Operații	Timp [min]	D R E					
		1	2	3	4	5	6
Încărcarea mașinii cu material și pregătirea accelerator	30						
Coborirea personalului în front	10						
Controlul mașinii de torcretat	20						
Coborirea podului și a conductelor de betonare	60						
Curățirea pereților puțului	60						
TORCRETARE	150						
Curățirea conductelor și a mașinii	30						

Fig. XIX.228. Graficul de organizare pentru susținerea în torcret.

Dimensionarea susținerii în torcret. Pentru determinarea grosimii stratului de torcret este indicată relația lui Lamé:

$$d = R_0 \left(\sqrt{\frac{\sigma_t}{\sigma_t - 2p}} - 1 \right) \quad \text{--- [cm]} \quad (5.81)$$

în care: R_0 este raza în lumină a puțului, m; σ_t — rezistența la compresie a betonului torcretat, MPa; p — presiunea rocilor, MPa;

Exemplu de calcul. Se dau parametrii: $R_0 = 2,5$ m; $\sigma_t = 20$ MPa; $p = 0,54$ MPa

$$d = 2,5 \left(\sqrt{\frac{20}{20 - 108}} - 1 \right) = 0,07 \text{ m.}$$

5.5.8. SUSȚINEREA ÎN CUVELAJE (TUBINGURI)

Această susținere se execută din panouri de beton sau fontă și se folosește la puțurile care traversează formațiuni acvifere. De aici și tendința de a fi încadrată în grupa susținerilor speciale. În prezent sînt utilizate rar, datorită procesului tehnologic complicat. În continuare vor fi descrise succint susținerile în tubinguri din panouri de beton.

Din punct de vedere constructiv, susținerile din tubinguri reprezintă un cilindru constituit din 7—11 segmente, care pot fi montate în sens descendent, fără să fie necesară susținerea provizorie, sau în sens ascendent. Pot fi utilizate numai în cadrul schemelor concomitente și paralele de săpare a puțurilor. Tehnologia de susținere include următoarele faze principale.

Segmentele de tubinguri sînt coborite în puț cu ajutorul cablurilor instalației de extracție prevăzute cu o scoabă de construcție adecvată. Fiecare segment este suspendat de tubingurile fixate în prealabil prin intermediul buloanelor. După ce s-a format un cilindru de 9—12 m, se așază un rînd de tuninguri prevăzute cu ferestre de betonare (1) urmate de un rînd de tubinguri de rezistență (2) prevăzute cu palete (fig. XIX, 229) pentru formarea așa-numitului *picior de sprijin*. Prin ferestrele tubingurilor (1), se betonează spațiul aferent piciorului de sprijin, iar spațiul rămas liber între coloana de tubinguri și rocile înconjurătoare se umple cu o soluție de ciment și nisip, avînd compoziția

1:6; 1:8. Soluția este transportată prin conducte cu diametrul de 75—100 mm, iar refularea ei în spațiul liber se efectuează prin ferestrele unor tubinguri din extremitatea superioară a tronsonului (fig. XIX. 230). Umplerea spațiului cu soluție de ciment-nisip asigură aderența coloanei cu rocile înconjurătoare. Pentru a evita prăbușirea coloanei de tubinguri sub influența greutății proprii și a efectului seismic provocat de explozia încălțăturilor, înălțimea tronsonului care trebuie umplut cu soluția menționată nu trebuie

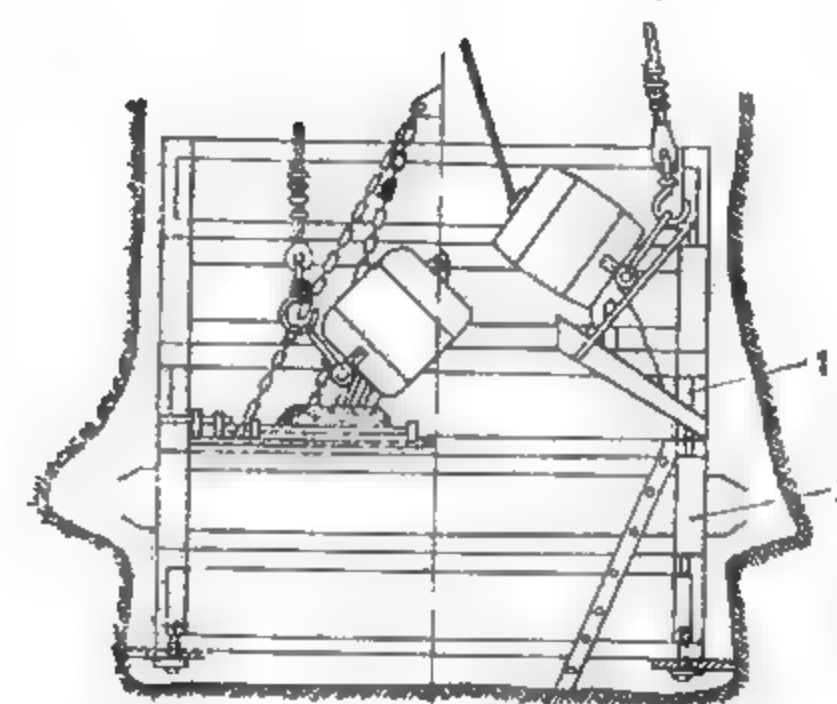


Fig. XIX.229. Montarea tubingurilor de rezistență.

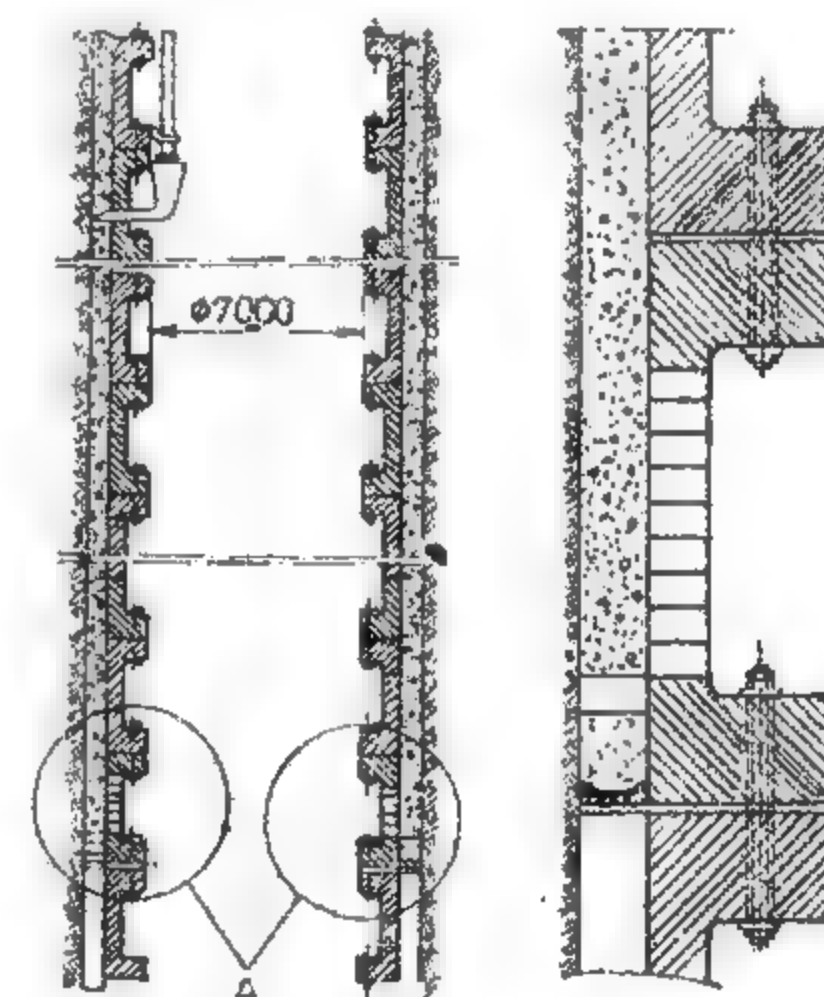


Fig. XIX.230. Tehnologia de umplere a spațiului dintre tubinguri și pereții puțului.

să depășească 9—12 m. Înainte de refularea soluției, rosturile verticale și orizontale rămase între tubinguri trebuie ermetizate cu garnituri constituite din foi de plumb. Dezavantajele susținerilor din tubinguri sînt:

- costul mult mai ridicat față de celelalte tipuri de susținere;
- procesul tehnologic de execuție este complicat; în componența lui intră ermetizarea rosturilor și umplerea spațiului dintre coloana de tubinguri și rocile înconjurătoare;
- necesitatea ca din 9—12 m să se execute picioare de sprijin pentru a fi asigurată stabilitatea susținerii;
- executarea greoaie a picioarelor de sprijin;
- operația de amenajare mult mai dificilă;
- rezistența aerodinamică mult mai ridicată.

Față de cele arătate, tubingurile și-au găsit aplicare în mineritul din străinătate numai pentru cazurile cînd puțul străbate roci instabile și cînd afluența de apă are un debit mai mare de 25 m³/h.

5.5.9. SUSȚINEREA ELASTICĂ

Sînt recomandate condițiilor geominiere grele constituite din roci puternic tectonizate, roci cu pronunțate caracteristici de deformare sau condițiilor cînd puțurile suportă influența abatajelor. Aceste susțineri, prin particularitățile lor constructive, au calitatea de a prelua o parte din tensiunile care acționează pe conturul puțului, de a atenua deplasarea rocilor la valori periculoase și de a proteja astfel stabilitatea și siguranța întregii construcții. În consecință, susținerile menționate încorporează elemente compresibile așezate în concordanță cu direcția de manifestare a solicitărilor. Un prototip clasic de susținere elastică este prezentată în fig. XIX.231.

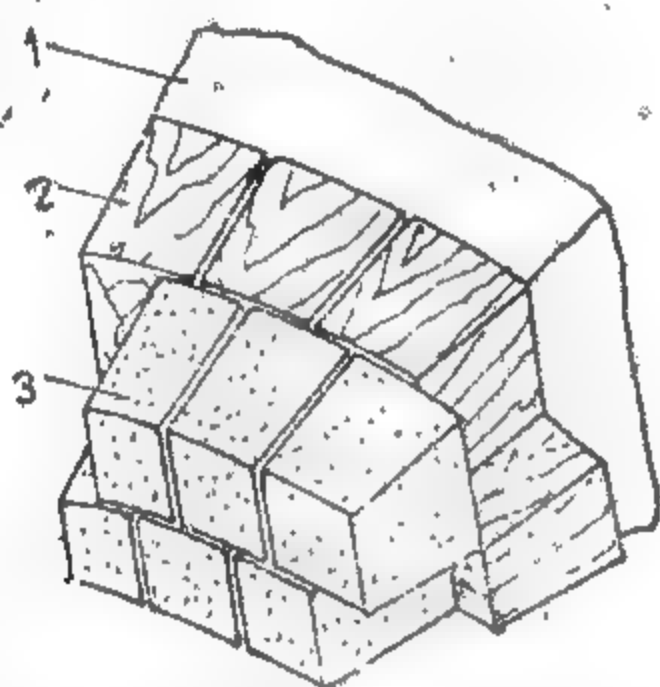


Fig. XIX.231. Susținere elastică cu bolțari de lemn și zgură:
1 — zgură; 2 — bolțari din lemn;
3 — bolțari din beton.

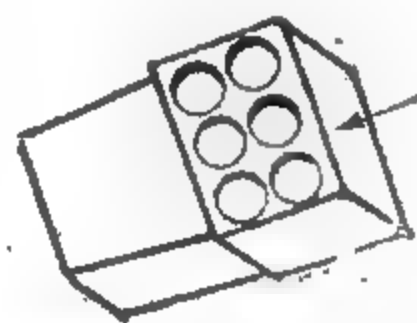


Fig. XIX.232. Susținere elastică cu bolțari de rezistență scăzută.

Susținerea este constituită din două rânduri de bolțari, din care rîndul interior cu rol de portanță, iar cel exterior executat din lemn, — cu rol compresibil. Pentru a spori gradul de elasticitate, monografiile experimentate în Valea Jiului au prevăzut și un strat de zgură cu grosimea de 400—500 mm.

În străinătate, elasticitatea susținerilor este realizată cu ajutorul bolțarilor prevăzuți cu goluri, care formează stratul compresibil exterior (fig. XIX.232). Rezistența bolțarilor cu goluri, de obicei, este aproximativ cu 50% mai redusă față de rezistența bolțarilor de rezistență. Sub influența solicitărilor, bolțarii se sfărîmă formînd la contactul cu rocile înconjurătoare un ecran compresibil care protejează bolțarii de rezistență. În consecință, intercalațiile compresibile asigură limitarea procesului de distrugere a susținerilor de bază și exploatarea normală a puțului.

5.5.10. SUSȚINEREA COMBINATĂ

Este indicată lucrărilor miniere verticale executate în condiții hidrogeologice dificile, constituite din nisipuri acvifere și roci curgătoare, care dezvoltă presiuni ridicate sau roci intens fisurate prin care se infiltrează mari cantități de apă. Susținerile combinate reprezintă asocierea unui număr de două sau trei tipuri de susțineri obiș-

nuite care conlucrează între ele sub influența presiunii miniere, valorificînd astfel, la maximum, calitățile materialelor din care sînt constituite.

În funcție de materialele și elementele componente se cunosc următoarele tipuri de susțineri combinate:

- tubinguri de fontă sau oțel asociate cu beton (fig. XIX.233, a);
- elemente cilindrice de oțel asociate cu beton sau soluții de ciment pentru umplerea spațiilor inelare (fig. XIX.233, b);
- elemente cilindrice din oțel sau tubinguri asociate cu umplutură de bitum și beton (fig. XIX.233, c).

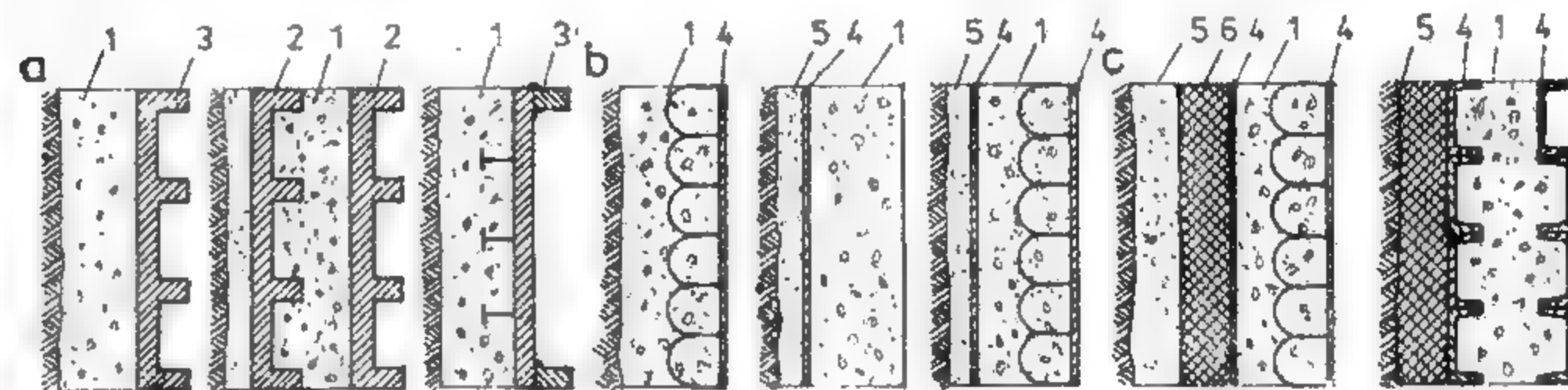


Fig. XIX.233. Procedee tehnice pentru executarea susținerilor combinate:

a — susțineri din tubinguri de fontă sau oțel asociate cu umplutură de beton; b — susțineri din elemente cilindrice de oțel asociate cu umplutură de beton sau ciment; c — susțineri din coloane cilindrice de oțel cu umplutură din bitum și beton; 1 — beton; 2 — tubing din fontă; 3 — tubing din oțel; 4 — înveliș din cilindri de oțel; 5 — umplutură de soluție de ciment; 6 — umplutură din bitum.

Susținerea combinată din tubinguri de fontă sau oțel și beton constă dintr-o coloană de tubinguri, iar în calitate de umplutură a spațiului inelar cu rocile înconjurătoare se folosește betonul (fig. XIX.234). Este recomandată puțurilor executate prin congelarea rocilor. Tehnologia de execuție prevede ca în prima etapă, la contactul cu rocile înconjurătoare, să se execute susținerea din beton cu grosimea de 400—600 mm, în calitate de susținere provizorie, iar în etapa doua, montarea tubingurilor în sens ascendent, de la nivelul unui picior de sprijin.

Susținerea combinată din cilindri de oțel și beton (fig. XIX.233, b). Dispune de portanță ridicată și poate fi executată sub formă ermetizată, prin sudarea plăcilor metalice între ele.

În etapa actuală este utilizată în puțurile executate prin forare, atît în țara noastră, cît și în străinătate. Susținerea constă din cilindri metalici cu înălțimea de 4—5 m, cu grosimea de 20—50 mm sudați între ei. Spațiul inelar cu rocile înconjurătoare se umple cu soluții de ciment sau beton. În țara noastră se folosește pe scară largă soluție de ciment care se pregătește la suprafață și se transportă în puț prin țevi de cimentare. La puțurile G 210 și G 220 de la Borod, cu adîncimea de 392 m, operațiile de manevrare a cilindrilor de oțel, coborîrea lor, sudarea, verificarea sudurii, montarea țevilor de cimentare, măsurători topo etc s-au executat în 47 zile, reprezentînd 2,9 ore/m.

Pregătirea operației de cimentare, pomparea pastei de ciment, transportul prin țevile de cimentare, retragerea acestora, priză ciment, verificări etc. au însumat 42 de zile, cu o medie de 2,55 m/h. Compoziția soluției de ciment cuprinde: ciment portland marca P—350—625 kg/m³; nisip 1560 kg/m³; apă 300 l/m³.

În minele din străinătate, puțurile executate în condiții hidrogeologice dificile folosesc susțineri combinate constituite din două coloane metalice asociate cu beton

și un strat impermeabil de bitum (fig. XIX.235). Grosimea stratului de beton înregistrează valori de 350—600 mm, iar a celui de bitum de 250—300 mm. În situațiile când puțul se execută prin congelare, compoziția betonului se alege astfel, încît după patru zile, rezistența lui să dispună de 300—350 daN/cm². Productivitatea muncii la executarea unei astfel de susțineri este de 1,66—2,16 m/24 h.

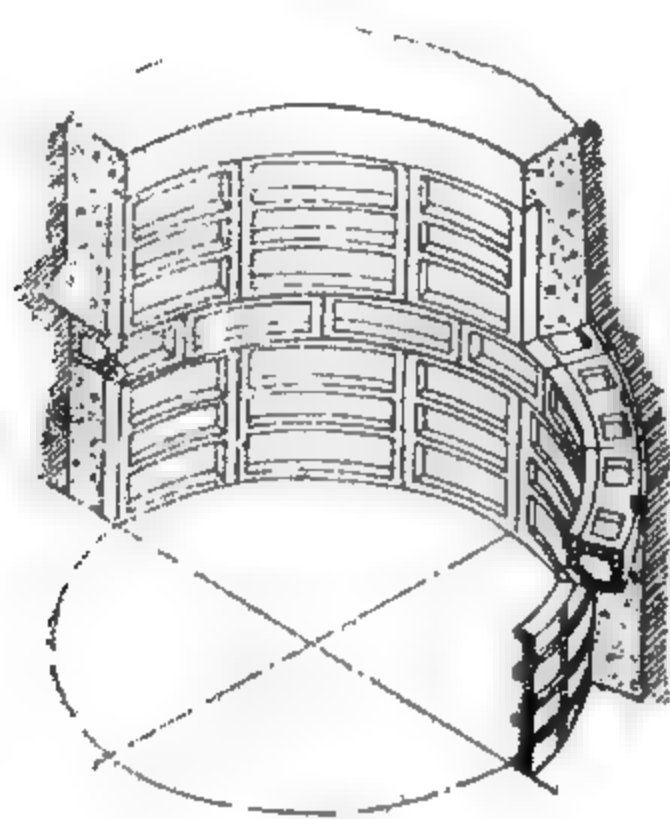


Fig. XIX.234. Susținere din tubinguri metalice combinată cu beton.

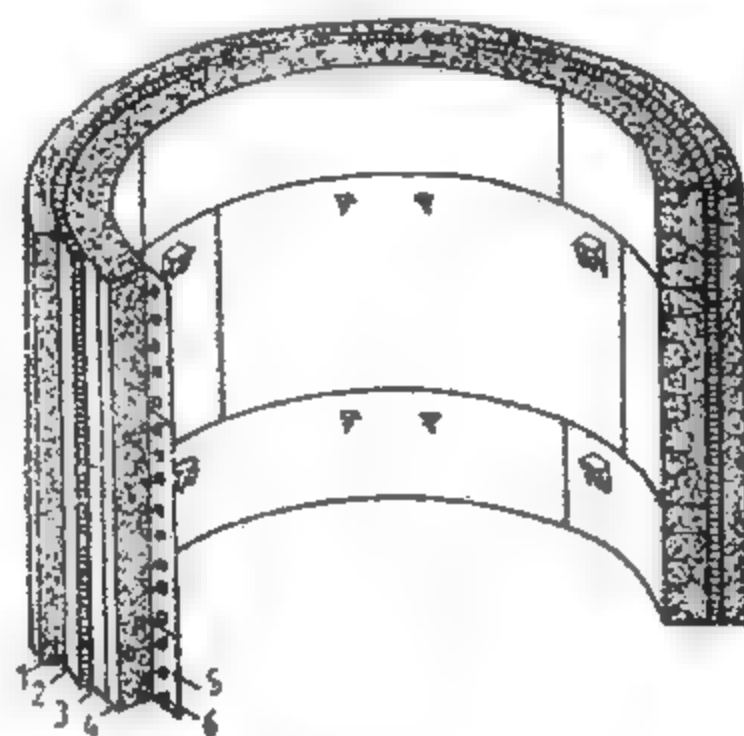


Fig. XIX.235. Susținere combinată din cilindri de oțel și beton:

1 — ecran de beton exterior; 2 — umplutură de bitum; 3 — plăci exterioare din oțel; 4 — beton; 5 — plăci exterioare din oțel; 6 — scoabe metalice.

Recent la săparea unui puț prin congelare în R.F.G. s-a experimentat o susținere combinată constituită dintr-un rînd de bolțari în calitate de susținere exterioară, un strat de bitum, un ecran din oțel și un strat din beton armat care a format așa numita susținere interioară (fig. XIX.236). În aceleași condiții s-a experimentat o nouă susținere combinată constituită din două rînduri de bolțari și două coloane metalice (fig. XIX.237).

În general, grosimea totală a susținerii combinate poate înregistra valori de 700 mm și poate chiar mai mult. Costul unor astfel de susțineri este foarte ridicat și pe aceste considerente folosirea lor trebuie făcută cu mult discernămint, pe baza unei temeinice analize economice.

5.5.11. APRECIEREA TEHNICĂ ȘI ECONOMICĂ A DIFERITELOR TIPURI DE SUSȚINERE LA EXECUTAREA PUȚURILOR

Aprecierea diferitelor tipuri de susținere se recomandă să fie fundamentată pe criteriile consumului de muncă și materiale, gradului de mecanizare a operațiilor de susținere, costului și asigurării stabilității puțului pe întreaga durată de serviciu, fără să necesite lucrări de întreținere.

Pentru determinarea consumului specific de muncă în condițiile utilizării susținerii din beton, se recomandă expresia:

$$C_s = \frac{N_p}{V_B} \quad [\text{post/m}^3] \quad (5.82)$$

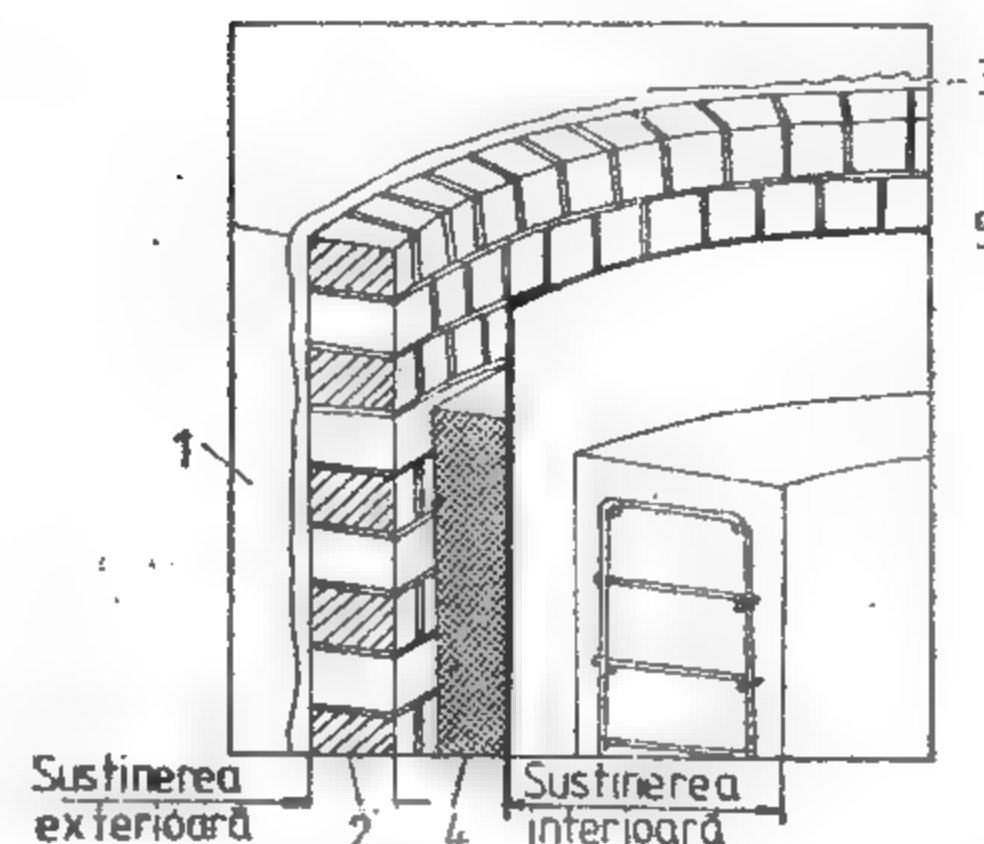


Fig. XIX.236. Susținere combinată dintr-un rînd de bolțari, bitum, cilindri metalici și beton armat:

1 — rocă înconjurătoare; 2 — bolțari cu intercalații din lemn; 3 — umplutură din mortar; 4 — bitum; 5 — placă de oțel.

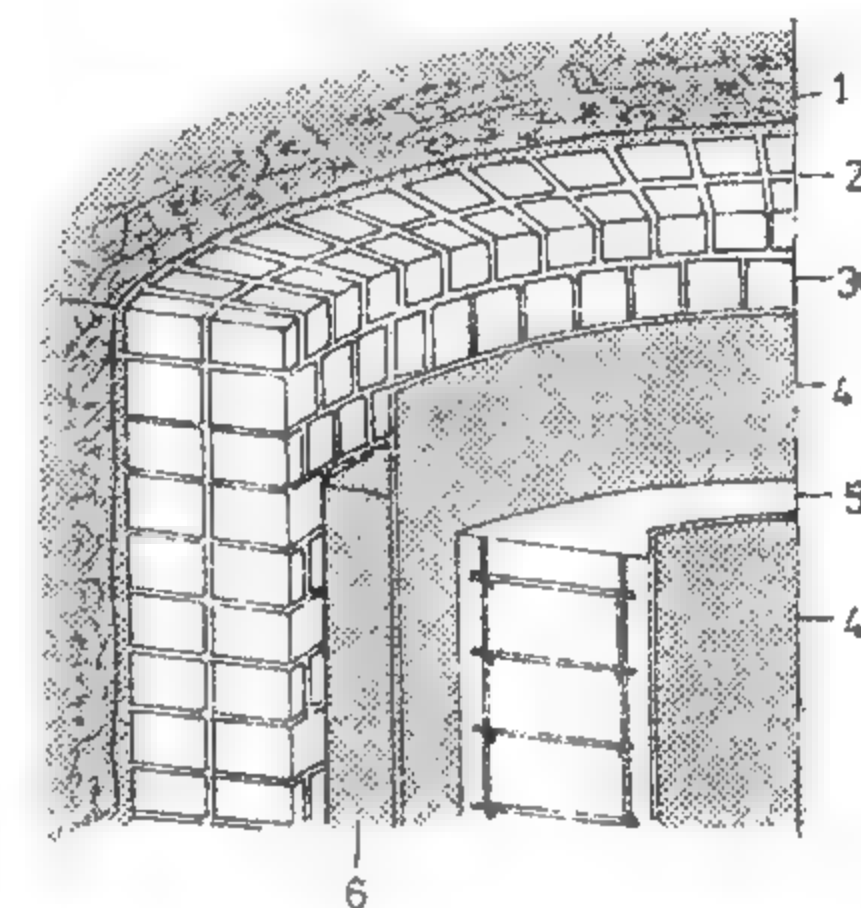


Fig. XIX.237. Susținere combinată cu două rînduri de bolțari, cilindri metalici și bitum:

1 — rocă înconjurătoare; 2 — garnitură de etanșare; 3 — bolțari; 4 — plăci metalice; 5 — beton armat; 6 — bitum.

în care: N_p este numărul de posturi pentru susținerea 1 m de puț; V_B — volumul de beton pentru susținerea 1 m de puț, m³. Din analiza expresiei rezultă că în varianta clasică de betonare se obțin 1,148 posturi pe 1 m³, în timp ce la varianta cu cofraj glisant — 0,4 posturi pe 1 m³ de susținere. Situații similare sînt ilustrate și de datele consumurilor de muncă cuprinse în tabelele XIX.74 și XIX.75.

Consumul de muncă la susținerea în bolțari și beton turnat cu cofraj fix este de 2—2,5 ori mai mare față de susținerea în beton cu cofraj glisant. Explicația este dată de executarea manuală a montării și demontării susținerilor provizorii din inele metalice, executarea manuală a cofrajelor fixe, așezarea manuală a bolțarilor etc. Un grad mai ridicat de mecanizare al susținerii se realizează în cadrul tehnologiei cu cofraj glisant și transportul betonului pe conducte, ca și în cazul susținerii puțurilor în torcret.

Apreciind diferitele tipuri de susținere prin prisma gradului de mecanizare a tehnologiei de lucru, se pot face următoarele constatări: — pentru toate tipurile de susținere, ponderea muncii manuale se menține încă la valori ridicate; — un grad de mecanizare mai ridicat se realizează în cazul betonării puțului cu cofraj glisant și transportul betonului pe conducte, ca și în cazul susținerii în torcret.

Costul susținerii, care constituie un parametru foarte important, reprezintă în medie 37,3% din costul total al puțului pentru betonul monolit cu cofraj glisant și 48,7% pentru susținerea în bolțari. Ponderea mai redusă a costului susținerii în beton

cu cofraj glisant se explică prin nivelul de mecanizare mai ridicat a operațiilor tehnologice față de susținerea în boltari. În consecință, din punct de vedere economic, susținerea în beton cu utilizarea cofrajelor glisante poate fi apreciată ca varianta cu cel mai înalt grad de eficiență.

Tabelul XIX.74

Consum de muncă pentru construcția puțurilor cu diferite tipuri de susținere

Tipul susținerii	Consumul de muncă [min. h/m] pentru următoarele diametre				
	PZ-4	PB-4	PZ-5	PB-5	PB-6
A. Varianta clasică—schema succesivă					
Boltari	61,05	—	83,95	—	—
Beton	—	63,45	—	87,35	125,97
B. Varianta cu cofraj glisant					
Beton	—	20,24	—	30,4	51,84

Tabelul XIX.75

Posturi normate la betonarea puțurilor

Schema		Diametrul puțului [m]		
		4	5	6
Volum beton [m ³ /m]	Clasică	6,9	9,5	13,7
	Cofraj glisant	6,9	9,5	13,7
Număr posturi pentru 1 m de puț	Clasică	7,93	10,5	18,51
	Cofraj glisant	2,76	3,80	6,49

5.6. AMENAJAREA PUȚURILOR

Prin lucrări de amenajare a puțurilor se înțelege totalitatea operațiilor care se execută pentru împărțirea secțiunii puțului în compartimente care asigură dirijarea transportului pe verticală a vaselor de extracție (chible, colivii sau schipuri), circulația personalului, fixarea conductelor pentru aer comprimat, a țevelor pentru apă, rambleu, a cablurilor electrice de forță, iluminat, semnalizare, telefonie, telegizumetrie etc.

Aceste lucrări de amenajare pot avea caracter provizoriu (atunci când servesc numai la operațiile de adâncire a puțului) sau caracter definitiv, atunci când servesc scopului final pentru care s-a construit puțul.

Pentru compartimentarea secțiunii libere a puțurilor se folosesc grinzi din oțel profilat, numite *moaze*. Capetele acestor moaze se fixează în pilugile din susținerea puțului, prin cimentare sau pe suporturi speciale fixate în beton. Adâncimea pilugilor va fi de cel mult 2/3 din grosimea peretelui de beton sau de zid, pentru a nu da posibilitate apelor să se scurgă în secțiunea liberă a puțului. Poziția moazelor trebuie controlată cu firul de plumb și nivela cu apă.

Ghidajele constituie elementele pentru dirijarea pe verticală a vaselor de extracție. Construcția acestora poate fi rigidă sau elastică. Ghidajele elastice sînt executate din cabluri de oțel fixate în turnul de extracție și de o ramă metalică fixată în jompul puțului. Asemenea ghidaje se folosesc, de regulă, în faza de săpare și betonare a puțurilor cu cofraj mobil.

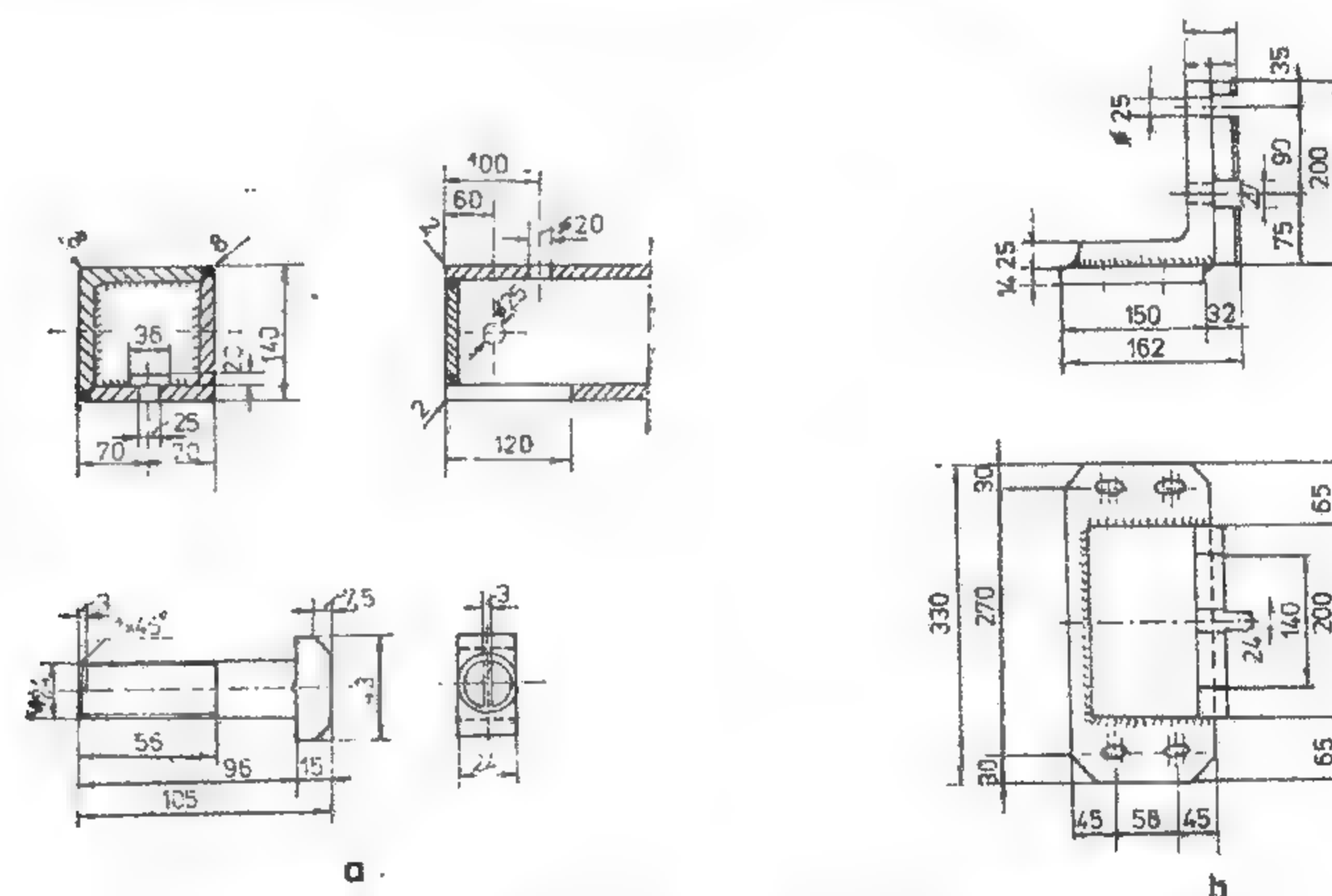


Fig. XIX.238. Elemente pentru îmbinare dintre ghidaje și moaze:

a — șurub cu cap ciocan; b — papuc pentru fixare.

Ghidajele rigide sînt executate din lemn sau metal. Ghidajele din lemn cu dimensiunile de 120 × 150 × 6 000 sînt extinse la puțurile PB 3,1; PZ 3,1 și PB 4,0; PZ 4,0, iar cele cu dimensiunile de 150 × 150 × 6 000 la puțurile PB 5,0; PZ 5,0, puțuri ce au ca vase de extracție colivii. Față de colivii, ghidajele pot ocupa o poziție frontală sau laterală.

Îmbinarea dintre ghidaje și moaze, ca și îmbinările dintre ghidaje, se realizează cu ajutorul șuruburilor cu cap pătrat îngrepat (fig. XIX.238). Îmbinarea ghidajelor

În intervalul dintre două moaze se consolidează cu plăci metalice. Ghidajele executate din profile metalice închise cu dimensiunile de $140 \times 140 \times 6000$ se utilizează la puțurile PB 5,0; PZ 5,0, echipate cu 2 schipuri de 8–10 t, iar cele cu dimensiunile de $150 \times 150 \times 9000$ la puțurile PB 6,0 echipate cu 4 schipuri de 12–14 t. Sistemul de îmbinare între ghidajele metalice cu profile închise și moaze sunt prezentate în fig. XIX.239.

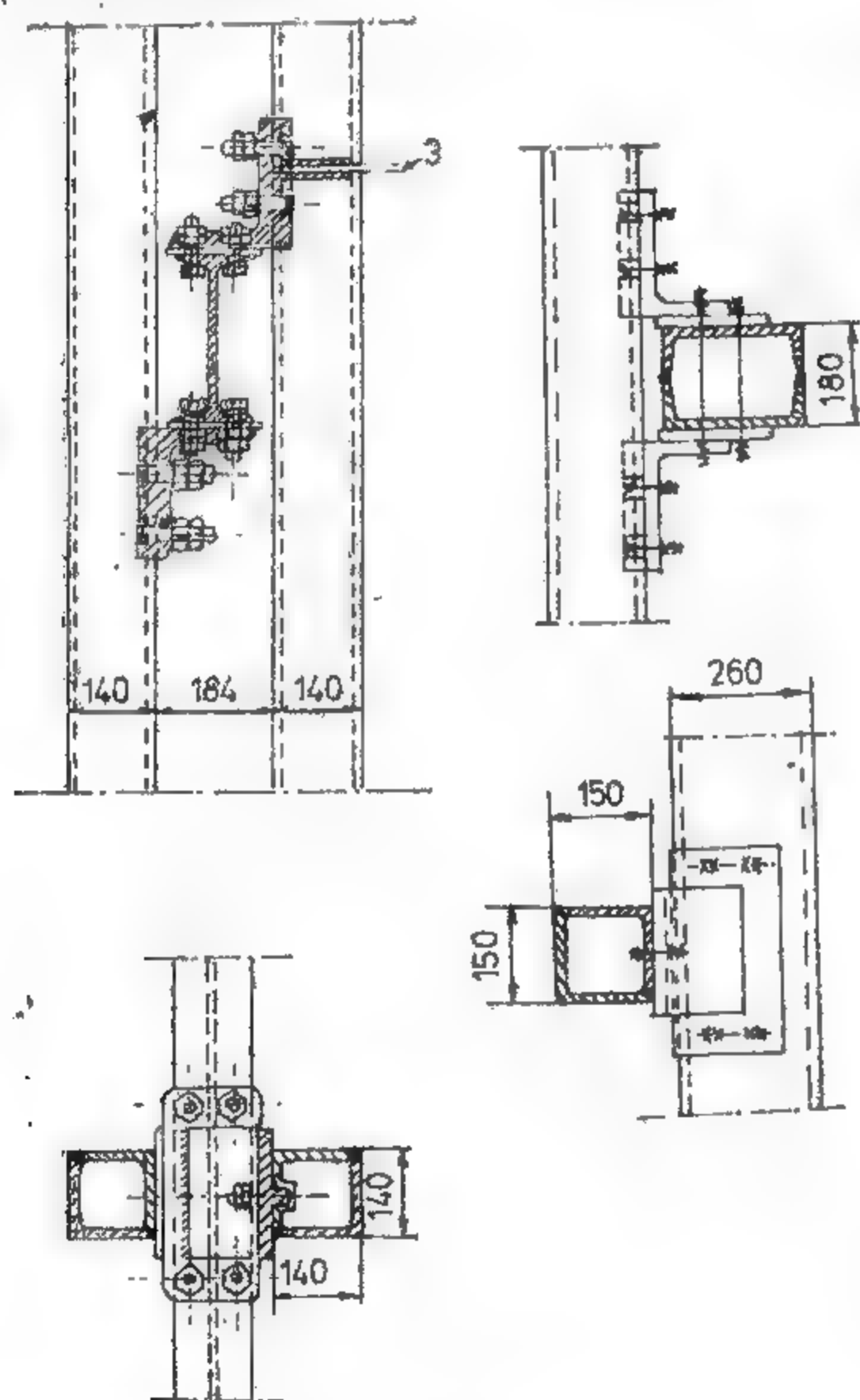


Fig. XIX.239. Sisteme de îmbinare între ghidaje metalice și moaze.

dacă la amplasarea utilajelor folosite pentru săparea și betonarea puțului se va ține seama și de lucrările de amenajare.

Toate aceste utilaje trebuie astfel amplasate încât să nu îngreuneze executarea lucrărilor de amenajare. De asemenea, orificiile de trecere prin podurile de siguranță

Creșterea capacității de extracție și eliminarea vibrațiilor în timpul transportului a fost realizată prin înlocuirea sabotilor de ghidare cu un sistem mai modern și mai eficient, constituit din role de ghidare.

Amenajarea compartimentului pentru circulația personalului are în vedere prescripțiile NDPM-AM privind construcția podurilor de odihnă din tablă striată, la distanțe de cel mult 6 m unul de altul și cu scări cu înclinare de cel mult 80° , montate în plane paralele, cu panouri despărțitoare executate din împletitură metalică din sîrmă.

Conductele pentru evacuarea apelor și transportul aerului comprimat și a rambleului precum și cablurile electrice sînt amplasate în compartimentul de circulație a personalului, în conformitate cu prevederile proiectului de execuție.

Fixarea conductelor și a cablurilor în pereții puțului se realizează cu ajutorul unor bride sau scoabe metalice montate în plan vertical, la distanță de 3–6 m.

Perioada pregătitoare la amenajarea puțului. Durata lucrărilor pregătitoare amenajării unui puț depinde de o serie de factori organizatorici la suprafața puțului. Volumul și durata acestor lucrări va putea fi redusă

și de lucru construite pe toată adîncimea puțului trebuie să permită coborîrea cu ușurință a elementelor necesare amenajării.

Tot în perioada pregătitoare amenajării, trebuie acordată o atenție deosebită aprovizionării ritmice a puțului cu toate elementele necesare amenajării, cum ar fi: moaze, ghidaje, panouri de plasă, poduri de odihnă, scări metalice, conducte, cabluri etc.

Proiectul lucrărilor de amenajare trebuie să prevadă toate detaliile cu privire la modul de amplasare a utilajelor care vor deservi lucrărilor de amenajare, detalii de montare a moazelor, ghidajelor precum și modul de verificare și control al montării corecte a moazelor și ghidajelor etc.

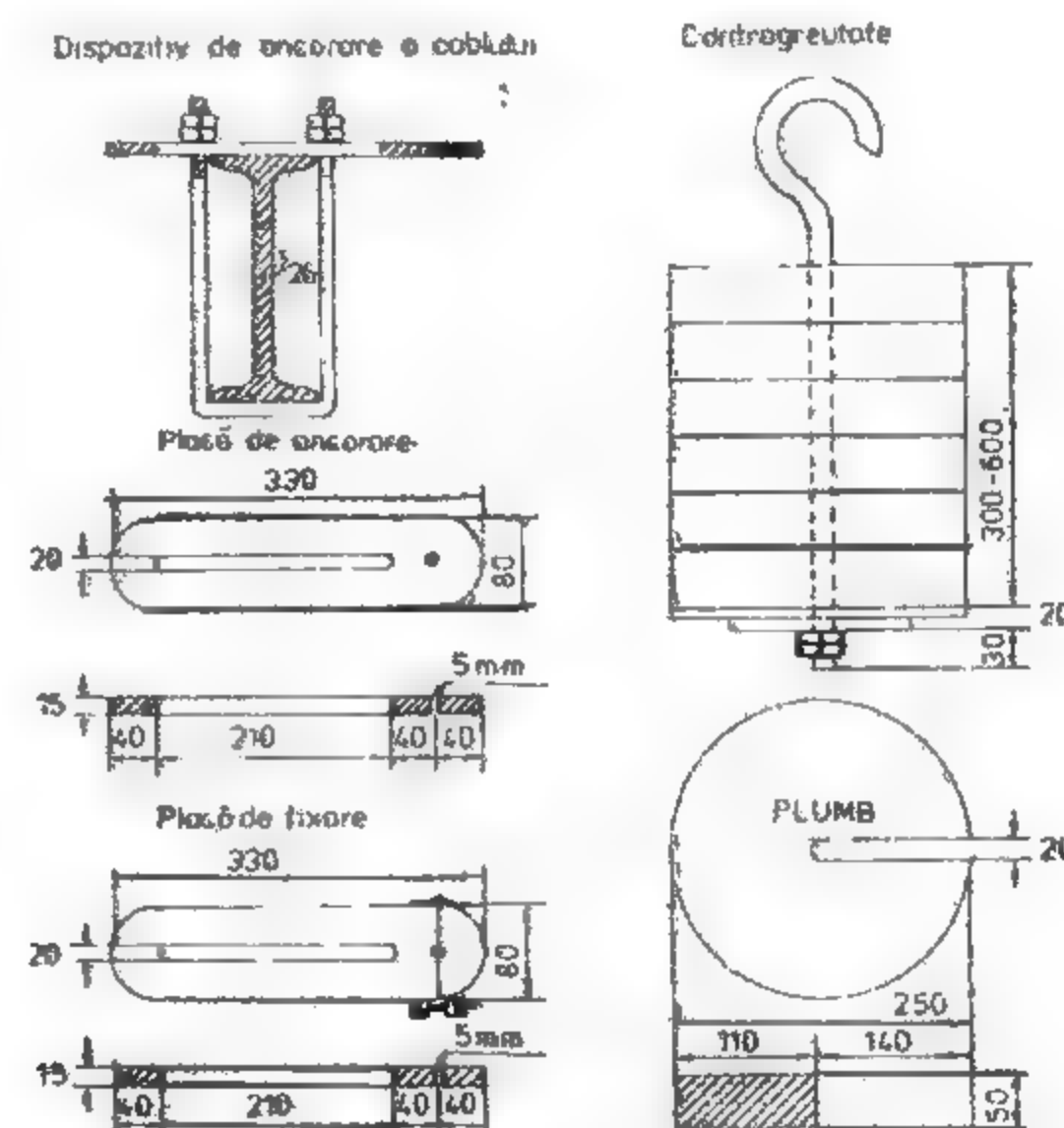


Fig. XIX.240. Elemente pentru fixarea firelor de control la montarea moazelor.

Elementele necesare amenajării corecte a puțurilor vor fi materializate pe teren, de către personalul topografic, cu aparate de precizie. Astfel:

- în turnul puțului vor fi trasate planele de extracție, planul ghidajelor și axele moletelor;
- în casa puțului se materializează planul de simetrie și axul tobelor;
- pe gulerul puțului și în puț se materializează axele puțului, planele de extracție și planul ghidajelor;
- în puț, primul rînd de moaze se montează sub directă supraveghere a personalului topografic, care fixează repere fixe pentru firele de control (cinci fire cu plumb). În fig. XIX.240 se prezintă un dispozitiv pentru ancorarea și fixarea firelor cu plumb.

Pe măsura adîncirii puțului, se materializează repere noi, cît mai aproape de frontul de lucru.

Scheme de amenajare a puțurilor. Proiectul lucrărilor de amenajare a puțurilor cuprinde următoarele operații de bază: săparea pilugilor pentru moaze; montarea moazelor, betonarea moazelor, fixarea ghidajelor, amenajarea compartimentului de circulație pentru personal, fixarea conductelor și a cablurilor electrice.

Amenajarea puțurilor susținute în beton monolit sau zidite cu bolțari se poate realiza în două variante:

1) varianta succesivă, atunci când amenajarea se realizează după terminarea lucrărilor de săpare și betonare, pe tronsoane de cel mult 25 m;

2) varianta concomitentă, atunci când amenajarea se execută simultan cu lucrările de săpare și betonare.

În ambele variante, moazele sunt dispuse pe verticală la o distanță de 2,0–3,0 m. Pentru așezarea moazelor, se folosesc poduri de lucru fixe sau mobile confecționate din dulapi de brad sau stejar. Ghidajele se montează în sens descendent, odată cu compartimentarea secției de circulație a personalului.

Verificarea așezării corecte a moazelor se execută cu ajutorul firelor cu plumb ce au suporti așezați pe moazele principale din prima garnitură materializată în puț de către personalul topografic. Axa verticală a puțului se materializează cu ajutorul unui fir cu plumb, servind totodată la centrarea corectă a cofrajului glisant.

Dimensionarea moazelor și ghidajelor. Moazele și ghidajele trebuie să dispună de o portanță ridicată pentru a prelua sarcinile verticale provocate de sistemul de frinare a coliviei sau a schipurilor, în cazul unor avarii datorite ruperii cablului de extracție.

Forțele orizontale și verticale care se manifestă datorită interacțiunii vaselor de extracție în mișcare cu ghidajele se manifestă și în cazurile când ghidajele au deviere față de verticală, datorită deformării puțului sau montării greșite a moazelor sau a ghidajelor. Sarcinile care acționează asupra elementelor de amenajare a unui puț sunt următoarele:

Sarcinile verticale dinamice create la frinarea coliviei prin intermediul paracăzătorilor. Sarcina dinamică maximă în momentul frânării poate fi determinată din relația

$$Q_d = K \cdot Q \left(1 + \frac{a}{g} \right) \quad (5.83)$$

în care: ξ este greutatea coliviei cu încărcătura corespunzătoare;

K — coeficientul de supraîncărcare, egal cu 1,1;

a — accelerația coliviei în momentul ruperii cablului;

g — accelerația gravitației.

Mărimea sarcinii dinamice, care revine unui ghidaj, rezultă din relația:

$$P_d = \xi \cdot \frac{Q_d}{2} = \xi k \cdot \frac{Q}{2} \left(1 + \frac{a}{g} \right) \quad (5.84)$$

în care ξ este coeficientul de neuniformitate al dispozitivelor de frinare, determinat experimental.

Sarcina dinamică orizontală care se dezvoltă în timpul circulației coliviei are expresia:

$$H_d = K \cdot K_d \cdot Q \cdot \sin \alpha \quad (5.85)$$

în care: α este unghiul de deviere a ghidajului față de verticală;

K_d — coeficientul dinamic care depinde de viteza de extracție a coliviei,

$K_d \approx 5$.

Sarcina dezvoltată de greutatea proprie a moazelor și ghidajelor, greutatea conductelor fixate pe moaze, greutatea elementelor din culoarul destinat circulației personalului etc., pot fi determinate din proiectul de execuție. Pentru calculul moazelor metalice se iau în considerație eforturile orizontale date de greutatea proprie a ghidajelor și moazelor, forțele de frinare care se dezvoltă între sistemul coliviei sau schip și ghidaje.

Sarcinile verticale date de acțiunea paracăzătorilor în timpul frânării nu sunt luate în considerare datorită sistemului diferit de înfrinare.

La determinarea forței dinamice orizontale asupra ghidajului, se admite, pentru schipuri 1/5, iar pentru colivii 1/10 din sarcina extrasă.

În această situație moazele metalice se calculează cu elementele din fig. XIX.241 după următoarele relații:

— **Forța maximă orizontală la contactul dintre sabot și ghidaj**

$$P_d = \frac{1}{5} \cdot \frac{1}{10} \cdot \frac{Q}{m} \quad (5.86)$$

unde m este numărul punctelor de contact dintre sabot și ghidaj.

— **Tensiunea de încovoiere determinată de sarcinile orizontale**

$$\sigma_{inc} = \frac{R_d \cdot L}{8 \cdot W_y} \quad (5.87)$$

$$R_d = \frac{P_d(l+b)}{l} \quad (5.88)$$

unde: W_y este modulul de rezistență pe axa $Y-Y'$, cm^3 ;

L — lungimea moazei, m;

l — pasul de montare a moazelor, m;

b — distanța de la sabotul superior al coliviei la moaza superioară.

— **Tensiunea de încovoiere determinată de greutatea proprie a moazei:**

$$\sigma_M = \frac{q_m \cdot L^2}{12 \cdot W_x} \quad (5.89)$$

unde: q_m este greutatea unui cm din moază, daN;

W_x — modulul de rezistență pe axa $X-X'$, cm^3 .

— **Tensiunea de încovoiere determinată de greutatea proprie a ghidajelor**

$$\sigma_g = \frac{i \cdot q_g \cdot l \cdot L}{8 \cdot W_x} \quad (5.90)$$

unde: q_g este greutatea unui cm din materialul ghidajului, daN;

i — numărul de ghidaje fixate de moază.

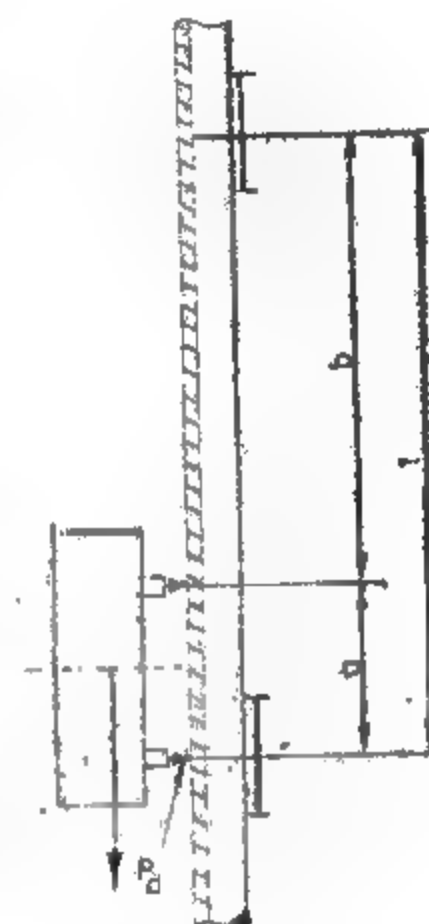


Fig. XIX.241. Schema pentru dimensionarea moazelor.

— Tensiunea determinată de forța de frecare

$$\sigma_f = \frac{T \cdot L}{8 \cdot W_x} = \frac{m \cdot \mu \cdot P_d \cdot L}{8 \cdot W_x}$$

unde: $T = m \cdot \mu \cdot P_d$ este forța de frecare;

$\mu = 0,14$ — coeficient de frecare (oțel pe oțel).

— Tensiunea generală de încovoiere

$$\sigma_{gen} = \sigma_{inc} + \sigma_M + \sigma_g + \sigma_f \quad (5.91)$$

Tensiunea determinată prin calcul se compară cu tensiunea admisibilă a materialului $\sigma_{gen} < [\sigma]$

Referitor la ghidaje, acestea sînt asimilate în calcul cu o grindă asupra căreia acționează o forță de încovoiere, forțe de frecare și forțe dinamice orizontale, determinate de loviturile vaselor de extracție.

În calcul se admite că forța dinamică orizontală este aplicată în mijlocul ghidajului rezemat pe două moaze. Calculul ghidajelor se rezumă la o verificare a stabilității lor după următoarele scheme;

— Lungimea ghidajului

$$l_g = K_g \cdot l \quad (5.92)$$

unde: K_g este coeficientul aferent lungimii date ghidajului ($0,5 < K_g < 1,0$);

l — lungimea reală a ghidajelor situată între punctele de fixare (distanța între moaze), cm.

— Cea mai mică rază de inerție a ghidajului

$$r_{min} = \sqrt{\frac{I_{min}}{F}} \quad (5.93)$$

unde: F este secțiunea transversală a ghidajului, cm^2 ;

I_{min} — momentul de inerție a ghidajului, cm^4 .

— Cea mai mare elasticitate a ghidajului

$$\lambda_{max} = \frac{l_g}{r_{min}} \quad (5.94)$$

— Tensiunea care apare în ghidaj

$$\sigma_g = \frac{P_d \cdot l}{4 \cdot W_y} + \frac{2 \cdot P_d \cdot \mu}{\varphi \cdot F} \quad (5.95)$$

unde: P_d este forța dinamică orizontală determinată de vasele de extracție, daN;

W_y — modulul de rezistență pe axa $Y-Y'$, cm^3 ;

μ — coeficientul de frecare (oțel-oțel);

φ — coeficientul de reducere a tensiunilor admise la încovoiere longitudinală.

Tensiunea determinată prin calcul urmează să fie comparată cu tensiunea admisă a materialului;

$$\sigma_g < [\sigma]$$

— Pasul admis de așezare a moazelor

$$l = 4 \cdot W_y \cdot \left(\frac{[\sigma]}{P_d} - \frac{2 \cdot \mu}{\varphi \cdot F} \right) \quad (5.96)$$

Prin echiparea puțurilor de extracție cu mașini de extracție multicablu a sporit anult siguranța în transport, s-a renunțat la echiparea vaselor de extracție cu instalație de paracăzători, utilizându-se ghidarea cu role cu ecartamentul fix, s-au înlocuit ghidajele de lemn cu ghidaje de oțel, crescînd rezistența ghidajelor de zece ori.

Mozaarea s-a păstrat aceeași, distanța între două rînduri de moaze nedepășind 3 m.

La dimensionarea moazelor și ghidajelor nu se mai iau în considerare forțele verticale transmise de vasul de extracție, în momentul blocării paracăzătorilor.

În Valea Jiului se folosesc moaze retalice din profil I sau U pentru amenajarea puțurilor destinate transportului cu colivii sau schipuri de 8–10 t.

Pentru puțurile cu diametrul liber de 6 m echipate cu 4 schipuri de capacitate 12–14 t se folosesc moaze speciale, confecționate din două profile U-26 sudate pe aripi, care permit preluarea unor sarcini pe verticală, superioare profilului I-30 montate cu axa Y orizontală.

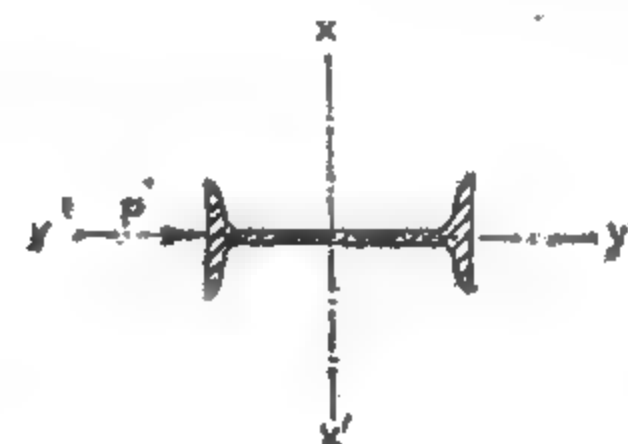


Fig. XIX.242. Moază din profil I.

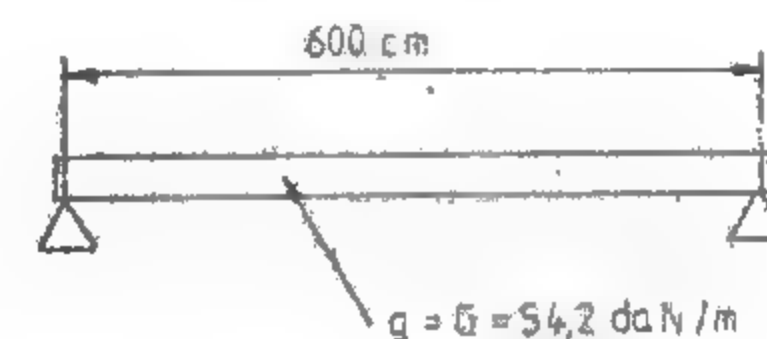


Fig. XIX.243. Schemă de calcul a moazelor

Această modificare s-a făcut la amenajarea puțului principal cu schip de la Întreprinderea Minieră Lupeni, în urma unor constatări practice la montarea primului rînd de moaze la săparea gulerului puțului. Prin proiectul de execuție s-au prevăzut moaze din profil I-30 cu axa Y orizontală (fig. XIX.242), la care:

$$W_x = 653 \text{ cm}^3$$

$$W_y = 72,2 \text{ cm}^3$$

$$G = 54,2 \text{ daN/m}$$

Pentru forța P generată de schipurile în mișcare s-a verificat corect rezistența profilului I-30.

La montarea primelor două moaze s-a constatat că săgeata acestora, chiar fără a fi încărcate cu sarcina celor patru ghidaje (perechi), este mult mai mare.

Verificarea la greutatea proprie (fig. XIX.243);

$$M_{max} = \frac{P \cdot l^2}{8} = \frac{54,2 \cdot 6,0^2}{8} = 243,9 \text{ daN/m} \quad (5.97)$$

$$\sigma_{inc} = 1200 \text{ daN/cm}^2$$

$$W_{nec} = \frac{M_{max}}{\sigma_{inc}} = \frac{24390}{1200} = 20,32 \text{ cm}^3 \quad (5.98)$$

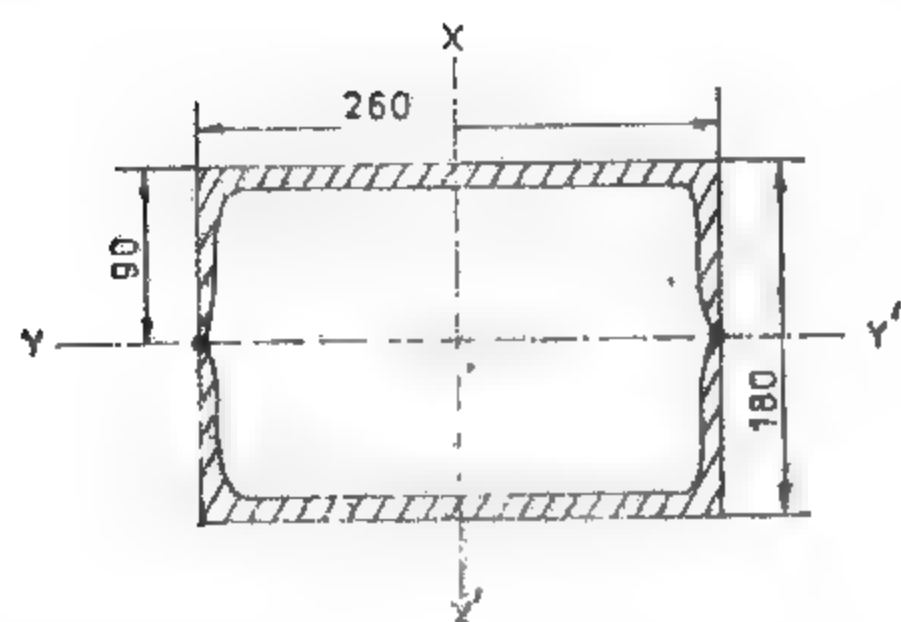


Fig. XIX.244. Moaze din profile U₂₆ sudate.

Moaza poate suporta o sarcină verticală suplimentară concentrată la mijlocul deschiderii de numai 415 daN, cu totul insuficientă pentru a prelua greutatea ghidajelor, a sarcinilor verticale generate de schipuri, în timpul coborîrii, sau de a prelua sarcini suplimentare la remedierea unor avarii. Față de aceste inconveniente s-a propus înlocuirea profilului I₂₀ cu două profile U₂₆ sudate (fig. XIX.244) care prezintă următoarele caracteristici:

$$\begin{aligned} h &= 260 \text{ mm}; & b &= 90 \text{ mm}; & G &= 37,9 \text{ daN/m} \\ A &= 48,3 \text{ cm}^2 \\ I_x &= 4820 \text{ cm}^4 & I_y &= 317 \text{ cm}^4 \\ W_x &= 371 \text{ cm}^3 & W_y &= 47,7 \text{ cm}^3 \\ & & e &= 2,36 \text{ cm} \end{aligned}$$

Pentru profilul combinat (nou) (fig. XIX.244):

$$\begin{aligned} I_{YN} &= 2y + 2Aa^2; \quad (a = b - e) \\ I_{YN} &= 2 \cdot 318 + 2 \cdot 48,3(9 - 2,36)^2 = 4893 \text{ cm}^4 \\ W_{YN} &= \frac{4893}{9} = 543,7 \text{ cm}^3, \text{ superior profilului} \\ I_{20} & \text{ (care are } W_y = 72,2 \text{ cm}^3) \end{aligned}$$

$W_{XN} = 2W_x = 2 \cdot 371 = 742 \text{ cm}^3$, care este superior profilului I₂₀ (care are $W_x = 653 \text{ cm}^3$).

În aceste condiții a crescut greutatea moazei cu 21,6 daN/m.

În străinătate a existat o preocupare continuă în creștere a distanței între rîndurile de moaze, ajungîndu-se pînă la 4,5 m, iar în R.F.G. distanța între moaze a fost mărită la 6 m.

Prin aceasta se asigură numeroase avantaje;

- cheltuieli de materiale reduse;
- reducerea manoperei la montaj, scurtarea duratei de amenajare și creșterea vitezelor de avansare la săparea și betonarea puțurilor;
- creșterea siguranței în transport prin micșorarea numărului de îmbinări între moaze și ghidaje.

Calculul distanței între moaze în cazul utilizării ghidajelor metalice. Întocmirea diagramelor este elaborată pentru amenajarea unui puț cu diametrul de 5,0 m avînd ghidarea frontală și laterală a vasului de extracție. La instalația de extracție cu schip sarcina (încărcătura + greutatea vasului) este $8000 + 13500 = 21500 \text{ daN}$, cu distanța între moaze de 200 cm. Din diagramă rezultă, pentru astfel de valori, depășirea solicitării admisibile la încovoiere de 1200 daN/cm^2 .

A. Ghidarea frontală, pentru puțuri cu diametrul de 5000 mm, amenajate cu colivii duble cu sarcina aplicată pe linia ghidajului I și II. DIAGRAMA A. (fig. XIX.245; tabelul XIX.76).

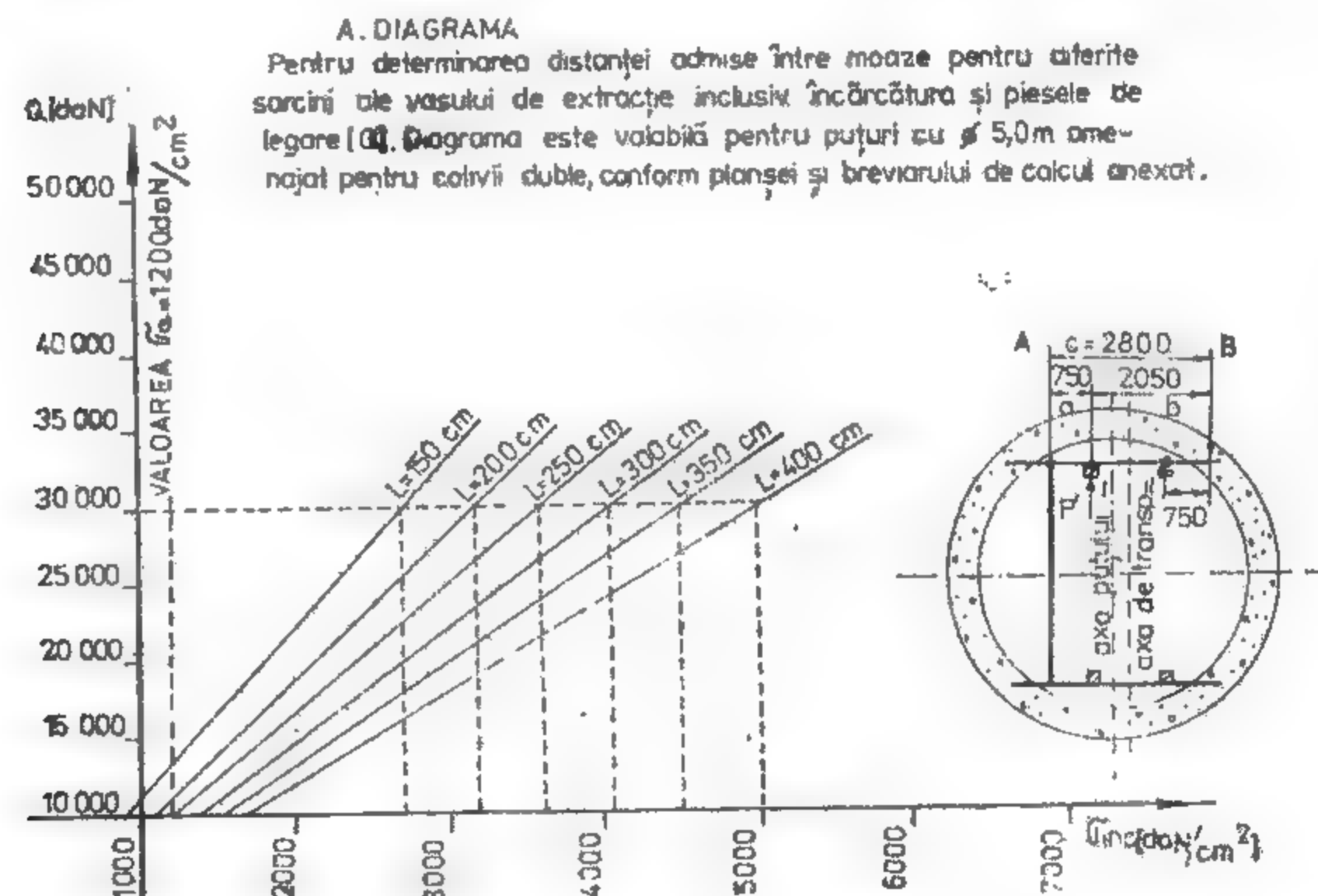


Fig. XIX.245. Diagramă pentru determinarea distanței între moaze în cazul ghidării frontale.

Elemente de calcul:

- Q (daN) — este greutatea vasului de extracție inclusiv încărcătura și piesele de legătură;
- P (daN) — forța orizontală transmisă ghidajului, respectiv moazei, se ia ca element de calcul pentru distanța pe verticală între moaze de $l = 150 \text{ cm}$;
- l (cm) — distanța verticală între două moaze consecutive;

Tabelul XIX.76

Parametrii de calcul pentru distanța dintre moaze la ghidarea frontală, $\sigma_{inc} = 0,09 Q \cdot f$

Q [daN]	I _{cm} 150	200	250	300	350	400
	f 1,00	1,17	1,33	1,50	1,67	1,84
10 000	900	1060	1200	1350	1500	1660
15 000	1350	1580	1800	2030	2260	2480
20 000	1800	2100	2400	2700	3000	3300
25 000	2250	2640	3000	3380	3760	4150
30 000	2700	3160	3600	4050	4500	4970

- f (—) — coeficientul de creștere pentru forța orizontală P , în vederea determinării forței de calcul funcție de distanța între moaze diferite de unu;
- P' (daN) — forța orizontală de calcul care ține cont de coeficientul de corecție f ;
- A (daN) — reacție în punctul A ;
- a, b, c (cm) — distanțe ce depind de modul de amenajare a puțului;
- M_I (daN·cm) — momentul încovoietor pentru moaze de lungimea b , forța P' fiind aplicată pe linia de ghidaje I . Moaza se consideră simplu rezemată în punctele A și B ;
- σ_{inc} (daN/cm²) — solicitarea la încovoiere a moazei din profil I_{28} ca urmare a momentului M ;
- W_y (cm³) — modulul de rezistență pentru profilul I_{28} față de axa $Y-Y'$ deoarece în majoritatea puțurilor moazele sînt așezate cu axa $Y-Y'$, a profilului laminat, în poziție verticală;
- K (cm⁻²) — coeficientul care cuprinde toate valorile constante ale relației de calcul.

$$P = \frac{1}{12} Q \quad (5.99)$$

$$P' = P \cdot f; P' = \frac{1}{12} Q \cdot f \quad (5.100)$$

$$f = 1 + 0,5 \cdot \frac{l - 150}{150} \quad (5.101)$$

Dimensiunile din fig. XIX.245:

$$a = 75 \text{ cm} \quad A = P' \frac{b}{c}; A = \frac{1}{12} \cdot \frac{b}{c} \cdot Q \cdot f \quad (5.102)$$

$$b = 205 \text{ cm} \quad M_I = A \cdot a; M_I = \frac{a \cdot b}{12 \cdot c} Q \cdot f \quad (5.103)$$

$$c = 280 \text{ cm} \quad \sigma_{inc} = \frac{M_I}{W_y}; \sigma_{inc} = \frac{a \cdot b}{12 \cdot c \cdot W_y} Q \cdot f \quad (5.104)$$

$$M_y = 51,0 \text{ cm}^3 \quad K = \frac{a \cdot b}{12 \cdot c \cdot W_y} \quad (5.105)$$

$$\sigma_{inc} = K \cdot Q \cdot f \quad (5.106)$$

$$K = \frac{75 \cdot 205}{12 \cdot 280 \cdot 51} = 0,09 \text{ cm}^{-2}$$

Forțele verticale nu se iau în calcul deoarece reprezintă doar 25% din mărimea forțelor orizontale și sînt orientate în sens perpendicular pe axa $X-X'$ a profilului laminat al moazelor față de care modulul de rezistență este maxim.

În cazul profilului I_{28} raportul:

$$\frac{W_x}{W_y} = \frac{442}{51} = 8,67$$

B. Ghidarea laterală, pentru puțuri cu diametrul de 5 000 mm, amenajate pentru transport cu schipuri cu sarcina aplicată pe moaza de mijloc conform DIAGRAMEI B: (fig. XIX.246; tabelul XIX.77)

$$\sigma_{inc} = K \cdot Q \cdot f \quad (5.107)$$

$$K = \frac{a \cdot b}{12 \cdot c \cdot W_y} \quad (5.108)$$

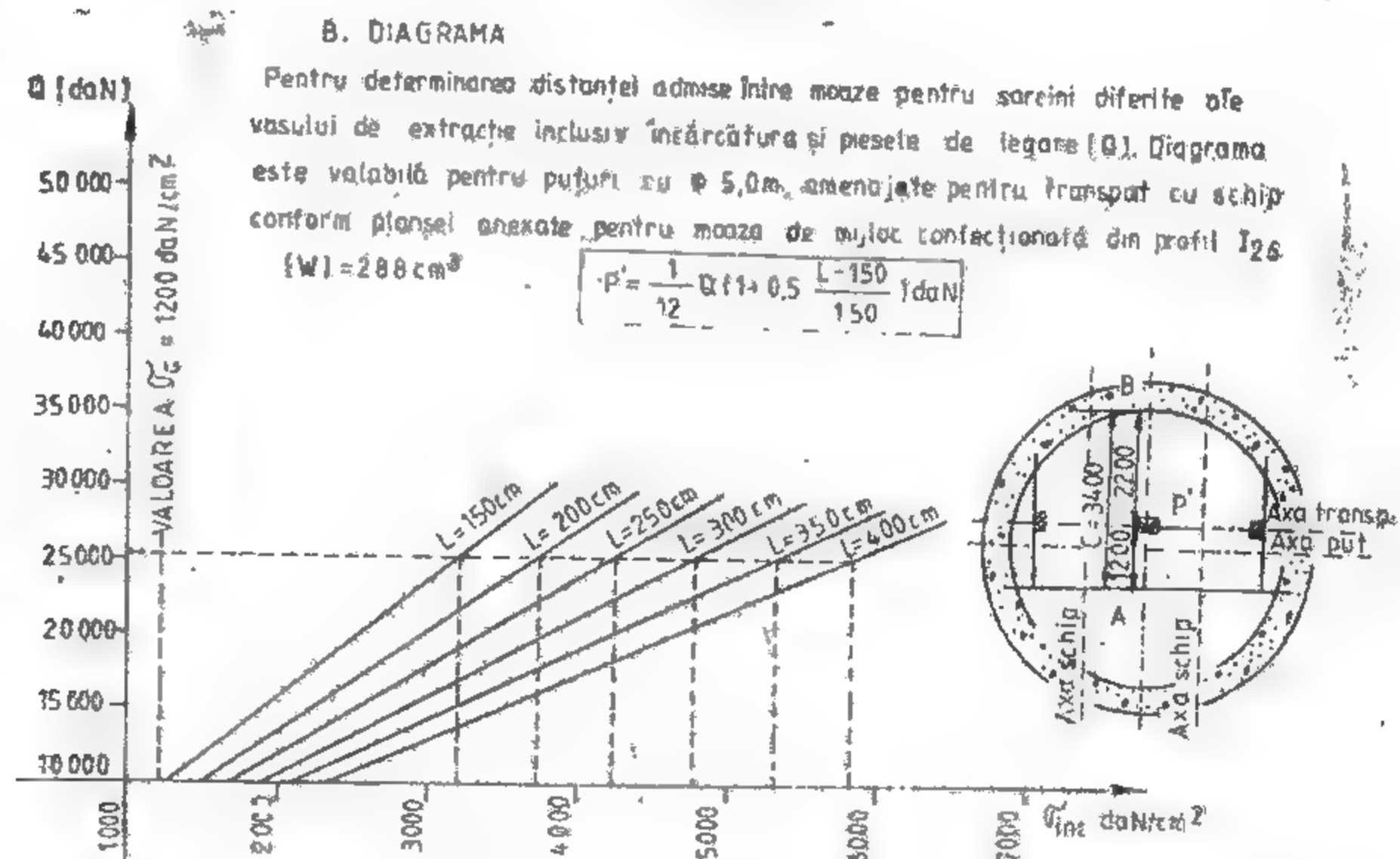


Fig. XIX.246. Diagramă pentru determinarea distanței între moaze în cazul ghidării laterale.

Tabelul XIX.77

Tabel pentru calculul distanței dintre moaze la ghidarea laterală, $\sigma_{inc} = 0,127 Q \cdot f$

Q [daN]	I _{cm} 150	200	250	300	350	400
	f 1	1,17	1,33	1,50	1,67	1,84
10 000	1270	1490	1690	1900	2120	2340
15 000	1900	2230	2540	2860	3180	3500
20 000	2540	2970	3380	3800	4250	4670
25 000	3170	3720	4220	4760	5300	5850
30 000	3810	4460	5080	5720		
35 000	4450	5200	5910			
40 000	5080	5940				

Dimensiunile din fig. XIX.246:

$$a = 120 \text{ cm}; b = 220 \text{ cm}; c = 340 \text{ cm}; W_y = 51 \text{ cm}^3$$

$$K = \frac{120 \cdot 220}{12 \cdot 340 \cdot 51} = 0,127 \text{ cm}^{-2}$$

Schema, pentru determinarea distanței admise între moaze în cazul utilizării ghidajelor metalice este redată în fig. XIX.247.

Prescripții:

- ghidajul se consideră simplu rezemat pe moaze;
- forța P cu care acționează masa vasului (schip sau colivie) asupra ghidajului se consideră

$$P = \frac{1}{12} Q \quad (5.109)$$

(Q este greutatea vasului încărcat, inclusiv dispozitivele de legătură a cablului de extracție și de compensare):

$$M = \frac{P \cdot l}{4} \quad (5.110)$$

$$\sigma_a = \frac{M}{W}$$

$$l = \frac{4 \cdot \sigma_a \cdot W}{P} \quad (5.111)$$

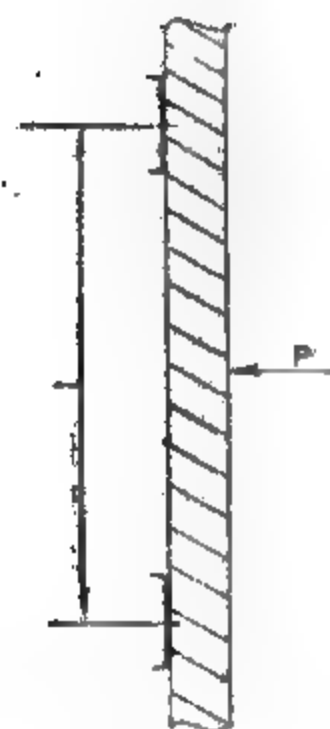


Fig. XIX.247 Schema pentru determinarea distanței admise între moaze.

— ghidajul trebuie să fie prins cel puțin în 3 (trei) puncte de moaze. Prevederea nu este valabilă pentru elementele de capăt;

— la montarea ghidajelor se va lăsa un interval de 3–5 mm între ele, necesar destinderilor sau comprimărilor la diferențe de temperatură;

— se cere protecția moazelor și a ghidajelor metalice contra ruginii. Din cauza uzurii prin ruginire, moazele metalice să nu aibă grosimea peretelui mai mică de 8 mm, iar la ghidare, uzura să nu depășească 6 mm din grosimea peretelui sau dacă s-a ajuns la jumătatea grosimii utile a acestora trebuie înlocuite;

— este necesar a se acorda o atenție deosebită înlocuirii rolor de ghidare la care este deteriorat învelișul de cauciuc;

— pentru montarea ghidajelor, a podurilor de odihnă și a scărilor metalice destinate circulației personalului se utilizează o colivie specială cu trei etaje, cu distanțe între etaje egală cu cea dintre moaze;

Platformele de lucru sunt prevăzute cu orificii de trecere a firelor cu plumb pentru control;

— lucrările de montare a ghidajelor pornesc de jos în sus, transportul ghidajelor la locul de montare se face cu colivia specială.

5.7. ORGANIZAREA MUNCII LA SĂPAREA PUȚURILOR

Timpul de execuție a unui puț depinde de viteza de săpare și susținere, timpul de amenajare, durata de execuție a racordărilor cu rampele și timpul pentru finalizarea celorlalte operații auxiliare de care depinde clarea lui în exploatare. Viteza de săpare a puțului (v_1) depinde de condițiile geominiere și de soluțiile tehnice aplicate în faza de execuție. Corelația dintre parametrii menționați se poate prezenta sub forma:

$$v_1 = f(x_1, x_2, \dots, x_n); y_1, y_2, \dots, y_n \quad (5.112)$$

unde x_1, \dots, x_n sînt condițiile geominiere de săpare a puțului (adîncimea și diametrul puțului, tipul și grosimea susținerii, tipul și caracteristica rocilor); y_1, \dots, y_n — parametri tehnologici de execuție (schema de săpare, productivitatea instalației de perforare sau a perforatoarelor folosite, productivitatea instalației de încărcare și de evacuare a rocii) etc. Timpul calendaristic de execuție a puțului, în baza căruia se calculează viteza de săpare (v_L), trebuie să țină seama de durata de execuție a gulerului de puț racordarea la rampe, montarea utilajelor tehnologice, demontarea cofrajului și a conductelor de betonare, durata de execuție a unor eventuale consolidări, etc. Viteza maximă de săpare poate fi obținută prin organizarea judicioasă a proceselor de muncă ilustrate de obicei sub formă de grafic, în care se reflectă interdependența și succesiunea îndeplinirii tuturor operațiilor tehnologice pentru realizarea unui salt al frontului de lucru. Timpul unui ciclu la executarea puțurilor are valori cuprinse între 8-24 ore și depinde de condițiile geominiere, ca și de productivitatea utilajelor din dotare. Parametrii de săpare trebuie astfel calculați încît să se asigure timpii minimi de execuție ale tuturor operațiilor, pentru realizarea unui salt al frontului de lucru. Plecînd de la aceste considerente, timpul specific pentru săparea 1 m de puț (T_s), în condițiile schemelor concomitente cu cofraje glisante, se poate calcula cu expresia:

$$T_s = \frac{T_p + T_{IN}}{\eta \cdot l} + \frac{T_s}{k_T} + \frac{T_c}{h_a} \quad [\text{h/m}] \quad (5.113)$$

în care: T_p este timpul de perforare al găurilor (ore); T_{IN} — timpul de încărcare a rocii, ore; η — coeficientul de rupere al găurilor; l — lungimea de gaură, m; T_s — timpul de execuție a susținerii, ore; h_T — înălțimea tronsonului pentru care se execută susținerea din beton; m; T_e — timpul pentru prelungirea și fixarea conductelor de betonare, ore; h_e — lungimea unui segment de conductă folosită la betonare, m.

Timpul specific total (ΣT_S^G), care include și stagnările tehnologice inevitabile, se obține din expresia:

$$\Sigma T_S^G = \frac{l}{K_i} \Sigma T_S \quad [\text{h/m}] \quad (5.114)$$

în care K_i este coeficient care ține seama de stagnările și operațiile de revizie, întreținere, reparații ș. a., egal cu 0,85. Cu cîtești parametri se poate determina viteza lunară de săpare (V_L)

$$V_L = \frac{24}{\Sigma T_S^G} \cdot M_L \quad [\text{m/lună}] \quad (5.115)$$

unde M_L este — numărul zilelor lucrătoare pe lună.

Determinarea vitezei lunare de săpare a puturilor. Timpul ciclului de săpare și consumul de muncă depinde de lungimea găurilor, caracteristicile tehnice ale utilajelor de perforare, calificarea minerilor și tipul utilajelor pentru încărcarea rocii.

Perforarea și împușcarea găurilor. În calculul timpului de perforare-împușcare se cere determinarea timpului pentru perforarea găurilor, încărcarea lor cu exploziv și timpul de pregătire încheiere care se consumă la realizarea unui salt al frontului de lucru pe perioada unui ciclu.

Timpul pentru perforarea găurilor (T_p) rezultă din expresia:

$$T_p = \frac{N \cdot l}{\alpha_p \cdot M_p \cdot V_p} + t_a \quad [\text{h}] \quad (5.116)$$

în care: N este numărul găurilor pentru un salt al frontului de lucru; α_p — coeficient în funcție de numărul perforatoarelor care lucrează simultan în front: pentru perforatoare manuale, $\alpha_p = 0,85$; pentru instalații de perforare, $\alpha_p = 0,75$; M_p — numărul perforatoarelor care lucrează simultan în front; l — lungimea unei găuri de mină, m; V_p — viteza medie de perforare, m/min, (tabelul XIX.78); t_a — durata timpilor auxiliari la perforarea găurilor (tabelul XIX.79).

Durata de încărcare și împușcare a găurilor (T_{EX}):

$$T_{EX} = \frac{N}{\alpha_{EX} \cdot M_M} \cdot t_{EX} \quad [\text{h}] \quad (5.117)$$

unde: α_{EX} este coeficient în funcție de numărul minerilor care participă la încărcarea găurilor, egal cu 0,8; M_M — numărul minerilor care participă la încărcarea găurilor (parametrul M_M se poate calcula din raționamentul potrivit căruia unui miner îi revine în medie 5 m³ din frontul de lucru); t_{EX} — timpul de încărcare cu exploziv a unei găuri de mină care include și legarea reofoților și formarea rețelei de împușcare. Pentru găurile cu lungimea de 1 până la 5 m, $t_{EX} = 5,1-9,5$ min (0,085 — 0,15 h).

Durata totală a operațiilor de perforare-împușcare (T_{pp}) are valoarea:

$$T_{pp} = T_p + T_{EX} + \Sigma T_a \quad [\text{h}] \quad (5.118)$$

unde: T_a este durata operațiilor de pregătire și de încheiere (transportul explozivului și a burajului în front, controlul rețelei electrice, evacuarea utilajelor din front pînă la înălțimea care asigură securitatea lor, aerajul, controlul frontului de lucru) care au următoarele valori (min):

Tabelul XIX.78

Viteza medie de perforare a găurilor de mină în funcție de coeficientul de tărie al rocilor

Coeficientul de tărie al rocilor	Viteza de perforare [m/min]	
	Perforatoare manuale/Instalații de perforare	
	P-90	BUKS-1 U
3—6	0,38—0,42	1,4—2
7—9	0,22—0,26	0,8—1,2
10—14	0,11—0,13	0,5—0,7
15—20	—	0,2—0,4

Tabelul XIX.79

Durata timpilor auxiliari la perforarea găurilor de mină în funcție de lungimea acestora

Lungimea găurilor [m]	Timpii auxiliari la perforarea unei găuri de mină [min]	
	Perforatoare manuale/Instalații de perforat	
	Perforatoare manuale	Instalații de perforat
1	3	2,5
2	5	3
3	7	3,5
4	9	4
5	11	4,5

- coborîrea utilajului de perforare și racordare la rețeaua de aer comprimat:
 - pentru perforatoarele manuale 10—15
 - pentru instalațiile de perforat 40—60
- transportul explozivului și a burajului în front 10—15
- ridicarea utilajelor pînă la o înălțime de siguranță și evacuarea oamenilor din front:
 - pentru greifere manuale 10—15
 - pentru instalațiile complexe de încărcat 15—20

— acrajul frontului	15—30
— coborîrea utilajelor și controlul N.T.S. al frontului de lucru	20—30
— Total	60—150

Prelucrarea statistică a datelor a arătat că pentru efectuarea operațiilor pregătitoare și de încheiere se consumă în medie 1—2,5 ore. Timpul specific pentru executarea operațiilor de perforare-împușcare (T_{pp}^S) se determină din expresia:

$$T_{pp}^S = \frac{T_{pp}}{\eta \cdot l} \quad [\text{h/m}] \quad (5.119)$$

Plecînd de la criteriul asigurării timpului minim de perforare, se aleg cele mai adecvate tipuri și număr de perforatoare.

Încărcarea rocii. Încărcarea rocii cuprinde două faze. În prima fază, utilajele de încărcat și de transportat sînt folosite la capacitatea lor maximă. În acest interval de timp se încarcă și se evacuează aproximativ 80—90% din volumul total de rocă. În faza a doua, productivitatea graifărilor scade intrucît nu asigură curățirea integrală a frontului de lucru, devenind necesară încărcarea manuală. Tipul graifărului se alege în funcție de schema de săpare adoptată și viteza impusă de săpare.

Executarea sustinerii definitive. În etapa actuală cea mai mare extindere o are — așa cum s-a arătat — susținerea din beton cu cofraje glisante și transportul betonului prin conducte.

Timpul total de susținere a unui tronson cu înălțimea de 2,3 m se calculează cu formula:

$$T_S = \frac{Q}{\Sigma q_B} + t_B \quad [\text{h}] \quad (5.120)$$

în care: Q este cantitatea de beton pentru susținerea tronsonului de 2,3 m, m^3 ; Σq_B — productivitatea la betonare, m^3/h ; t_B — timp pentru operațiile de pregătire și de încheiere a betonării, ore.

În situațiile cînd turnarea betonului se realizează cu o singură conductă, q_B este egal cu 6—8 m^3/h , iar valoarea maximă poate înregistra 12—15 m^3/h . Dacă sînt folosite două conducte, atunci q_B este egal cu 12—16 m^3/h , iar maxima 24—30 m^3/h .

În grupa operațiilor pregătitoare și de încheiere la susținerea puțurilor sînt menționate: nivelarea rocii împușcate pentru așezarea cofrajului (durata acestei operații înregistrează 0,5—1,5 h); deschiderea ușilor cofrajului, coborîrea și centrarea cofrajului, 0,5—1,5 h.

Timpul specific pentru susținerea 1 m de puț (T_S^S) se determină cu expresia:

$$T_S^S = \frac{T_S}{h_c} \quad [\text{h/m}] \quad (5.121)$$

în care h_c este înălțimea cofrajului, m.

Timpul pentru executarea sustinerii din beton este în funcție de volumul betonului necesar unui tronson cu înălțimea de 2,3 m, productivitatea la prepararea betonului, capacitatea de transport a conductelor de betonate etc.

Consumul specific de muncă pentru construcția (săparea și susținerea) 1 m de puț (E_S) se poate determina cu formula:

$$E_S = \frac{1}{K_T} \Sigma T_S^G \cdot M_c \quad [\text{om} \cdot \text{h/m}] \quad (5.122)$$

în care: T_S^G este timpul specific pentru executarea operațiilor de săpare și de susținere, h/m; M_c — numărul de mineri care execută operațiile de săpare, oameni; K_T — coeficient care ține seama de timpii neproductivi datorită stăgărilor și reparațiilor, ($K_T = 0,85$).

Productivitatea muncii (P_M) ilustrează volumul de lucrare realizată de un minier din formația de lucru într-un schimb de 8 ore:

$$P_M = \frac{1}{E_S} \cdot S_L \left[\frac{\text{m}^3}{\text{om/schimb}} \right] \quad (5.123)$$

unde S_L este secțiunea în lumină a puțului, m^2 .

5.8. ADÎNCIREA PUȚURILOR

Prin *adîncire* se înțelege prelungirea oricărui puț existent în funcțiune în scopul deschiderii și pregătirii în adîncime a noi orizonturi de exploatare sau în scopul asigurării acraului și a transportului de materiale și de personal la orizonturile în pregătire.

5.8.1. METODE ȘI SCHEME TEHNOLOGICE DE ADÎNCIRE A PUȚURILOR ȘI DOMENIUL DE APLICARE AL ACESTORA

Metode și scheme tehnologice de adîncire. Pînă în prezent, în practica minieră s-au dezvoltat și perfecționat mai multe metode, variante și scheme tehnologice de adîncire, a căror clasificare este prezentată în tabelul XIX.80. La baza clasificării metodelor stă direcția de avans a frontului corelată cu modul de protecție și tehnologia de săpare aplicată la adîncire. La subîmpărțirea în scheme de extracție se ține seama de următoarele elemente:

- locul de evacuare a rocilor rezultate la săpare;
- locul de amplasare a instalației de extracție care deservește adîncirea;
- spațiul disponibil din secțiunea puțului și din rampe pentru amplasarea instalațiilor și utilajelor necesare la adîncire;
- capacitatea de transport a puțului și intensitatea transportului în rampele existente;
- existența unor lucrări miniere pînă la cota la care se adîncește puțul.

Aceste elemente au contribuit ca, pe lângă schemele principale prezentate, în practica adîncirii puțurilor să apară și alte subvariante tehnologice, însă cu particularități locale.

Clasificarea metodelor și schemelor tehnologice de adâncire a puțurilor

Metoda de adâncire	Variante tehnologice	Scheme de extracție
0	1	2
De sus în jos	1. Cu lăsarea unui stâlp de siguranță din rocă în puț (fig. XIX.248).	I. Cu evacuarea rocii excavate direct la suprafață (fig. XIX.248): a) prin compartimentul de circulație a personalului (fig. XIX.248, a), b) pe jumătate din secțiunea puțului, prin suspendarea transportului în această secțiune (fig. XIX.248, b), c) pe întreaga secțiune, prin suspendarea transportului pe puț și utilizarea de poduri de siguranță similare săpării puțurilor de la zi (fig. XIX.248, c).
	2. Cu construirea în puț a unui pod artificial de siguranță (fig. XIX.249).	II. Cu evacuarea rocii excavate la nivelul orizontului de bază sau de aeraj, superior (fig. XIX.249): a) prin compartimentul de circulație al personalului (fig. XIX.248, a) b) pe jumătate din secțiunea puțului, prin suspendarea transportului în această secțiune (fig. XIX.249, b), c) pe întreaga secțiune, prin suspendarea transportului pe puț și utilizarea de poduri de siguranță similare săpării puțurilor de la zi (fig. XIX.249, c).
	3. Cu poduri de siguranță fixe similare săpării puțurilor de la zi (fig. XIX.248, c și XIX.249, c)	
	4. Cu lucrări miniere auxiliare: puț orb, plan inclinat și galerie de acces sub jompul puțului (fig. XIX.250, a și b) sau prin galerie de acces sub jomp executată din circuitul unui puț existent (fig. XIX.250, c)	III. Cu evacuarea rocii prin lucrări miniere auxiliare: a) cu evacuarea rocii prin galerie de acces, puț orb sau planul inclinat până la orizontul de bază (fig. XIX.250, a), b) cu evacuarea rocii direct prin planul inclinat până la orizontul de bază (fig. XIX.250, b), c) cu evacuarea rocii prin galerie de legătură în circuitul puțului vecin (fig. XIX.250, c).

Tabelul XIX.80 (continuare)

0	1	2
De jos în sus	5. Cu gaură de sondă de diametru mare forată în axa puțului, între jomp și orizontul inferior existent, combinată cu variantele tehnologice 2 și 3 (fig. XIX.251)	IV. Cu evacuarea rocii prin gaura de sondă până la orizontul inferior și transportul de materiale și personal prin puț existent: a) după schema II, a (fig. XIX.251, a), b) după schema II, b (fig. XIX.251, b), c) după schema II, c (fig. XIX.251, c), d) după schema III, a (fig. XIX.251, c).
	6. Cu suitoare în axa puțului săpată de jos în sus și lărgirea ei de sus în jos la profilul de săpare al puțului (fig. XIX.252, a)	V-IX. Cu evacuarea rocilor prin cădere liberă și încărcarea lor în vagonete dirijate apoi prin lucrările miniere existente la alt puț de extracție. Transportul materialelor se face de jos în sus, cu ajutorul troliilor (variantele 6, 8 și 10) și cu colivia suspendată respectiv platforma mobilă la variantele 6 și 7, similar săpării suitorilor.
	7. Cu săparea de jos în sus pe întreaga secțiune a puțului cu ajutorul coliviei suspendate de săpat suitori (fig. XIX.252, b)	
	8. Prin săparea de jos în sus pe întreaga secțiune a puțului cu ajutorul platformei mobile de săpat suitori (fig. XIX.252, c)	
Simultan de sus în jos și de jos în sus	9. Prin săparea de jos în sus pe întreaga secțiune a puțului, susținerea provizorie și înmagazinarea rocilor (fig. XIX.252, d)	
	10. Prin săparea de jos în sus pe întreaga secțiune a puțului concomitent cu susținerea definitivă și înmagazinarea rocilor.	
	11. Prin combinarea variantelor 1, 2, 5, 6, 7, 8, 9 și 10 (fig. XIX.253)	X. Prin aplicarea schemelor de extracție I, II și V-IX.

Domeniul de aplicare al diferitelor scheme de adîncire

a) Adîncirea de sus în jos:

Schema I (fig. XIX. 248), cu amplasarea mașinii de extracție și evacuarea rocilor la suprafață, poate fi folosită în cazurile cînd:

- adîncimea totală a puțului, inclusiv tronsonul de adîncit nu depășește 200—250 m;
- în secțiunea transversală a puțului există o suprafață disponibilă sau se poate amenaja un culoar pentru trecerea chiblelor, conductelor de aeraj și de evacuare a apelor și a altor utilaje (fig. XIX. 248, a).

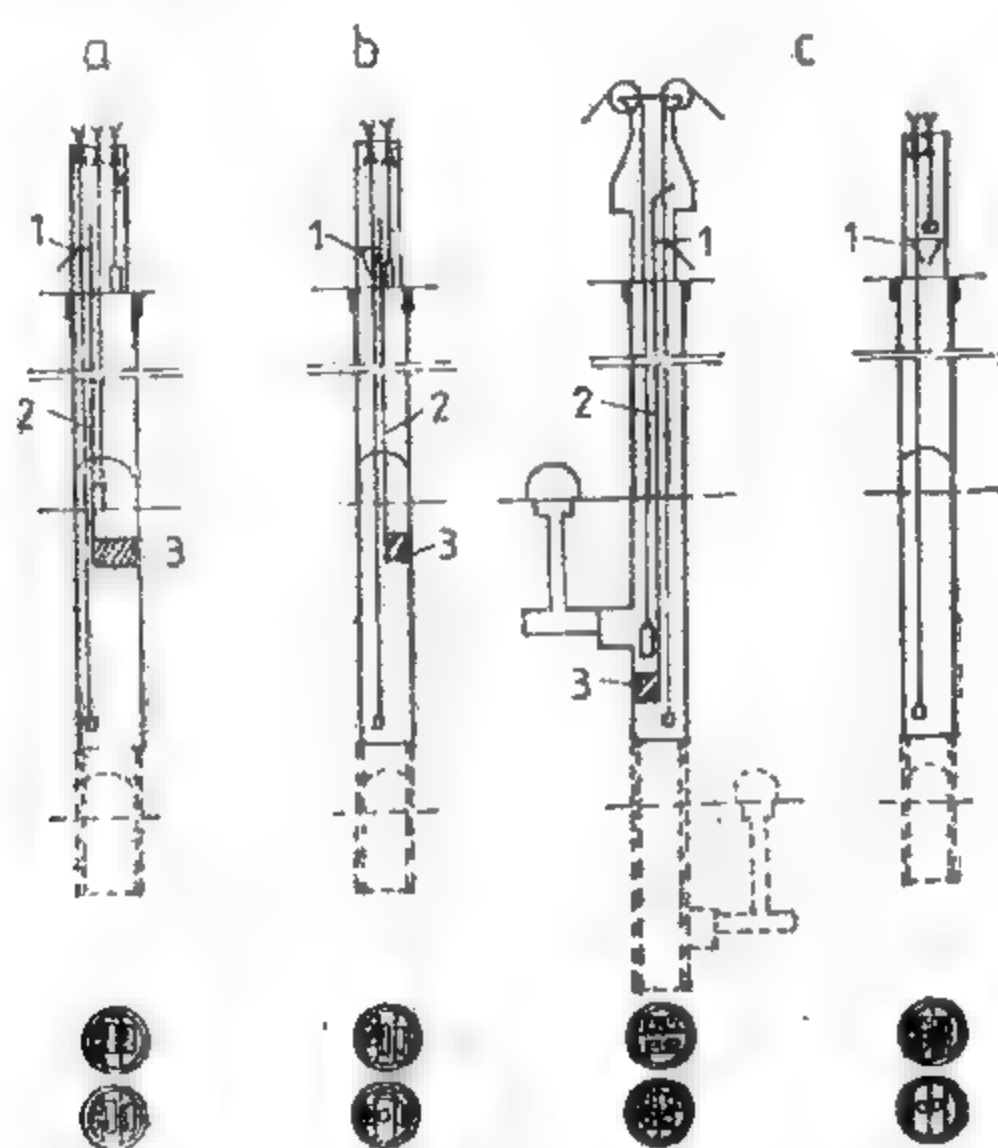


Fig. XIX.248. Adîncirea puțurilor după schema I, en evacuarea rocilor la suprafață:

1 — instalație de descărcare a chiblelor; 2 — perete de protecție a compartimentului de adîncire; 3 — stîlp de rocă sau pod artificial de siguranță.

— capacitatea de transport a puțului este mică și se poate suspenda transportul pe unul din culoarele de circulație a vaselor de extracție (fig. XIX. 248, b):

— transportul pe puț se poate întrerupe pe întreaga durată a lucrărilor de adîncire (fig. XIX. 248, c);

— la suprafață există o mașină de extracție disponibilă care se poate monta în vecinătatea turnului de extracție fără transformări mari și fără a împiedica desfășurarea normală a transportului pe puț;

— instalația de descărcare a chiblei nu influențează asupra transportului normal din rampa superioară a puțului;

Avantajele schemei sînt:

— extracția la adîncire este independentă față de instalația de extracție a puțului:

— materialele necesare la adîncire se pregătesc la zi, ceea ce ușurează operațiile de transport și de depozitare a lor;

Dezavantajele schemei sînt:

- crește distanța de transport a rocilor rezultate la săpare;
- compartimentul scărilor este folosit în alte scopuri;
- viteza de extracție a chiblelor este mult mai mică în comparație cu o săpare normală, ceea ce contribuie la reducerea vitezei și productivității la săpare precum și a adîncimii de aplicare a schemei.

Schema II (fig. XIX. 249), cu evacuarea rocilor la nivelul orizontului de bază sau de aeraj.

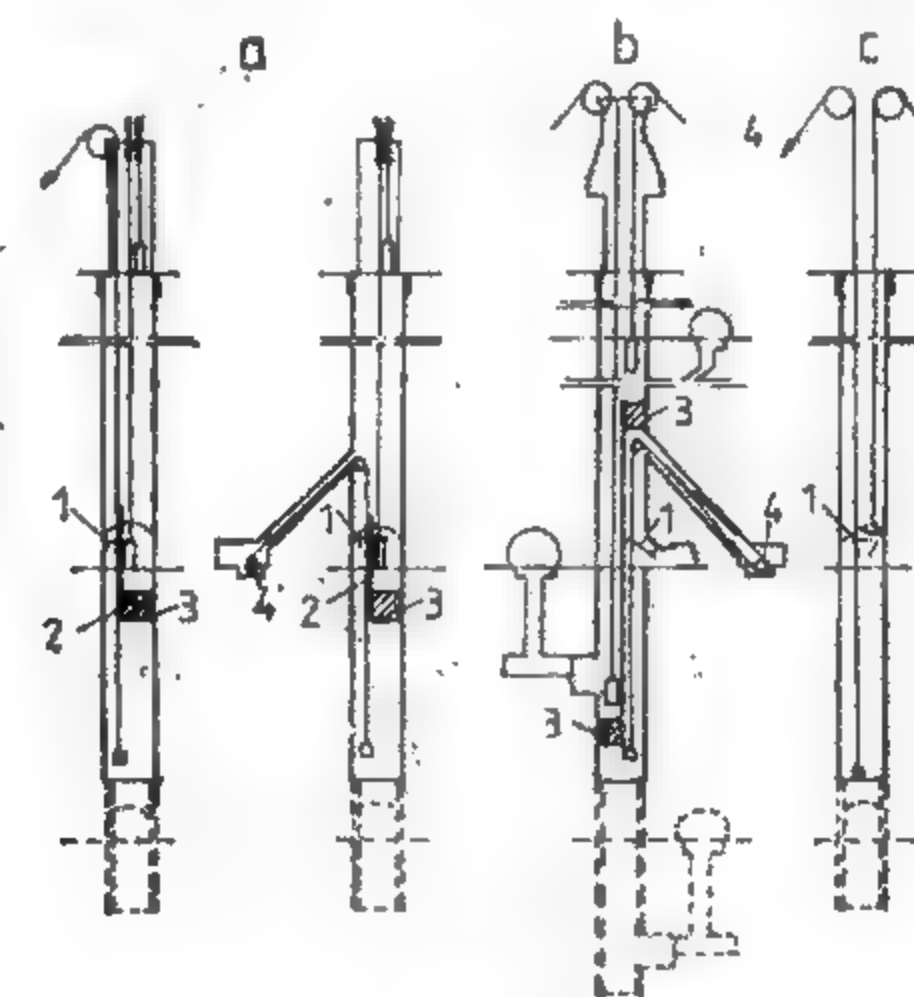


Fig. XIX.249. Adîncirea puțurilor după schema II, cu evacuarea rocilor la orizontul de bază sau de aeraj:

1 — instalație de descărcare a chiblelor; 2 — perete de protecție a compartimentului de adîncire; 3 — stîlp de rocă sau pod artificial de siguranță; 4 — instalația de extracție.

În acest caz amplasarea instalației de extracție se poate face în orizontul de bază, în orizontul de aeraj sau la suprafață, în funcție de spațiul disponibil.

Schema își găsește aplicare în condițiile în care:

- adîncimea puțului, inclusiv a tronsonului de adîncit este mai mare de 250—300 m;
- intensitatea transportului la orizontul de aeraj sau de bază este mică și se poate asigura spațiul necesar amplasării instalației de extracție și de descărcare a chiblei;
- în secțiunea puțului se poate amenaja un culoar de circulație a chiblei prin compartimentul scărilor, pe jumătatea secțiunii puțului sau pe întreaga secțiune, similar schemei I.

Avantajele acestei scheme sînt:

- se reduce înălțimea de transport a rocilor;
- instalația de extracție se poate monta în camera pompelor de evacuare a apelor sau în rampă;

- descărcarea rocii și amplasarea instalației de extracție în orizontul de aeraj influențează în mică măsură fluxul de transport de la orizontul de bază;
 - rocile rezultate la săparea puțului se pot folosi ca rambleu.
- Dezavantajele schemei sînt:
- descărcarea rocii la nivelul orizontului de bază influențează, în general, negativ desfășurarea transportului pe puț și în rampă și invers;
 - sînt necesare lucrări miniere auxiliare pentru amplasarea mașinii de extracție care conduc la creșterea costului investiției și a duratei de execuție a adîncirii puțului.
- În prezent, această schemă de extracție se aplică cu ponderea cea mai mare la adîncirea puțurilor verticale.

Schema III (fig. XIX. 250) cu evacuarea rocilor prin lucrări miniere auxiliare.

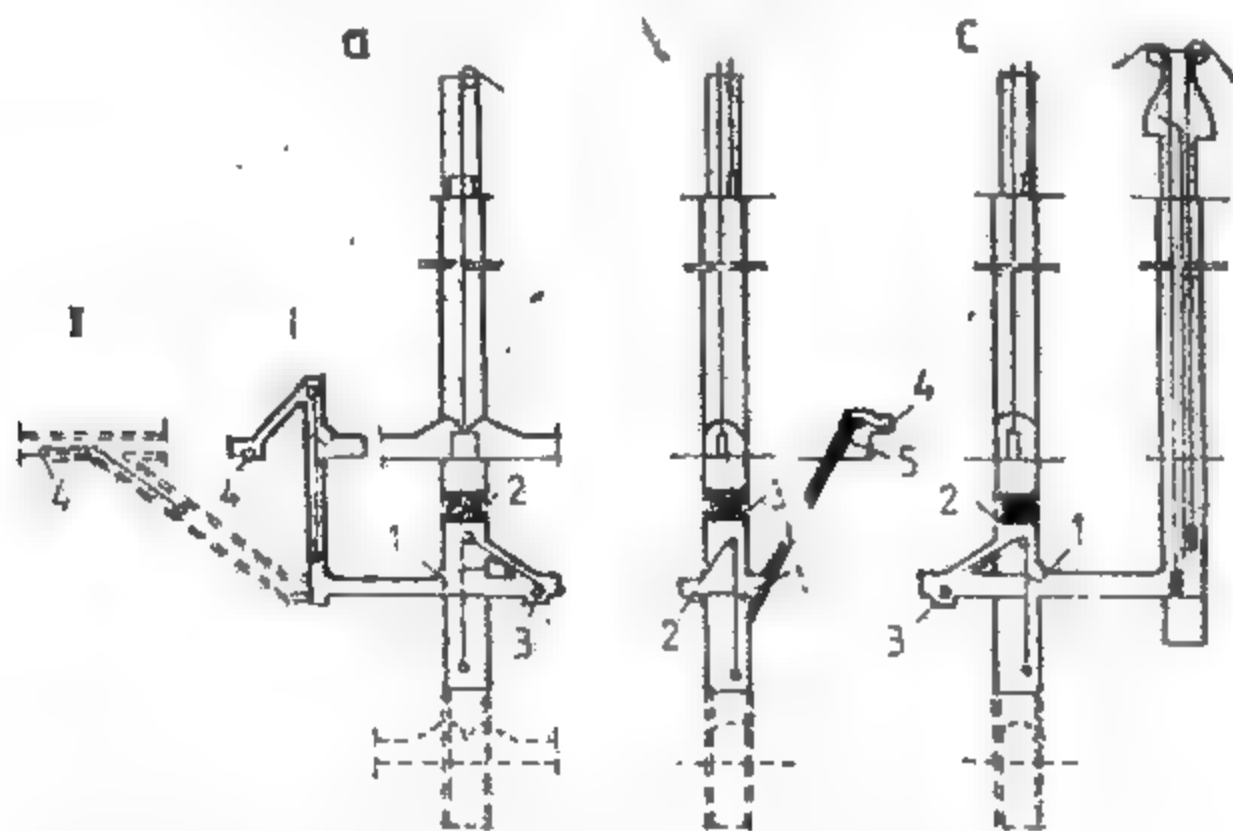


Fig. XIX.250. Adîncirea puțurilor după schema III, cu evacuarea rocilor prin lucrări miniere auxiliare:

1 — instalație de descărcare a chibrelor; 2 — stîlp de rocă sau pod artificial de siguranță; 3, 4 — instalații de extracție la adîncire; 5 — instalație de descărcare la orizontul de bază.

Se aplică în condițiile în care capacitatea de transport a puțului este mare și lipsește spațiul disponibil pentru amplasarea instalației de extracție și a utilajelor necesare la adîncire.

În acest caz, sub jontul puțului, la o adîncime de 15—30 m, se creează un nou orizont de lucru, adîncirea efectuîndu-se analog executării puțurilor oarbe (fig. XIX. 250).

La condițiile în care jontul puțului are o adîncime mare (30—50 m), caz frecvent întâlnit la puțurile verticale din bazinul carbonifer Valea Jiului, sub orizontul de bază, la o distanță de 10—20 m, se construiește un pod de siguranță artificial pentru protecția lucrărilor de adîncire.

Avantajele schemei sînt:

- lucrările de adîncire depind într-o foarte mică măsură de fluxul de transport pe puțul existent;
- săparea puțului se poate realiza după schema concomitentă, ceea ce se contribuie la creșterea vitezei de săpare;
- asigură o securitate mai mare a lucrărilor de adîncire.

Dezavantajele schemei sînt:

- necesită montarea a două mașini sau trolii de extracție, precum și demontarea lor la terminarea adîncirii puțului;
- costul investiției precum și timpul necesar executării lucrărilor miniere auxiliare este foarte ridicat;
- la terminarea lucrărilor de adîncire, lucrările miniere auxiliare trebuie rambleiate.

Schema IV (fig. XIX. 251), cu evacuarea rocilor printr-o gaură de sondă de diametru mare, executată în axul puțului și transportul de materiale și personal prin puțul existent după schema II sau III, a.

Schema își găsește aplicare în condițiile în care sub orizontul de bază sînt deja executate alte lucrări miniere, iar rocile intersectate sînt stabile.

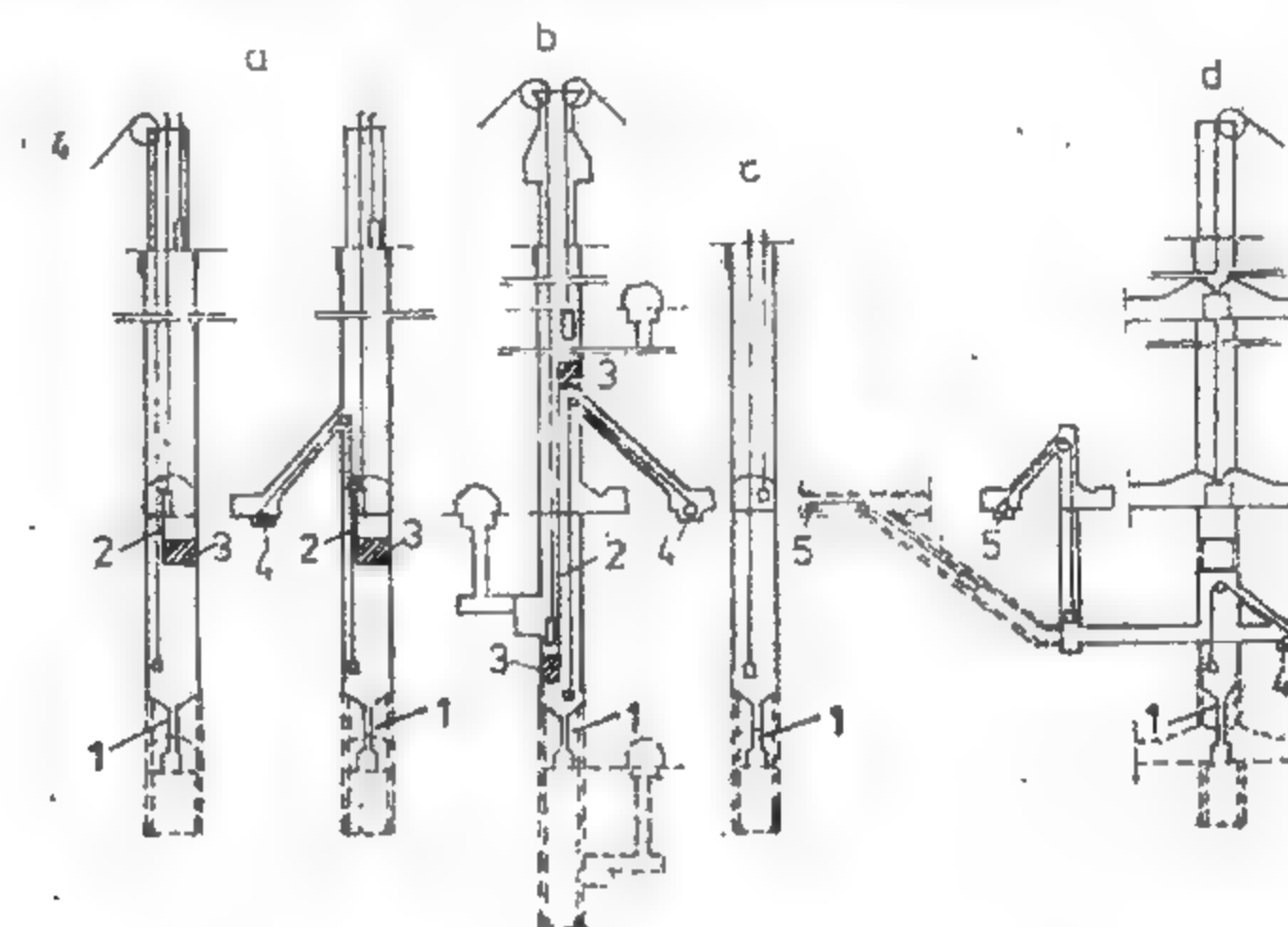


Fig. XIX.251. Adîncirea puțurilor după schema IV, cu gaura de sondă de diametru mare forată în axa puțului:

1 — gaură de sondă cu diametru mare; 2 — perete de protecție a compartimentului de adîncire; 3 — poduri artificiale de siguranță; 4, 5 — instalații de extracție la adîncire.

În acest caz în axa puțului se execută prin forare o gaură de diametru mare (1000—1400 mm) care ulterior se lărgeste de sus în jos, la profilul de săpare al puțului.

Principalele avantaje ale schemei sînt:

- se reduce timpul de execuție a operației de încărcare și evacuare a rocilor care se face prin cădere liberă în gaura de sondă;
- procesul de dislocare al rocilor la lărgirea se realizează în condițiile existenței a două suprafețe libere, ceea ce contribuie la creșterea saltului pe ciclu și reducerea consumurilor specifice de materiale la împușcare.

Dezavantajele schemei sînt:

- necesită instalații de forare perfecționate care să asigure executarea găurii de sondă cu deviații mici față de axa puțului;
- gaura de sondă rămîne nesustînută și, ca urmare, în timpul lucrărilor de lărgire crește riscul de obturare a acesteia;
- la orizontul de evacuare a rocii sînt necesare alte instalații mecanice de încărcare a rocilor.

Schema, datorită avantajelor pe care le prezintă, se aplică în ultimii ani într-o pondere tot mai mare la adâncirea puțurilor atât în țara noastră cât și în străinătate.

b) Adâncirea de jos în sus:

Schemele prezentate în fig. XIX. 252 se aplică în condițiile în care:

- la orizonturile inferioare sînt executate alte lucrări miniere din care se poate realiza o galerie de legătură pînă la axa puțului de adîncit;
- datorită spațiului restrîns și a intensității mari a transportului pe puț și în rampele acestuia nu se pot aplica schemele de sus în jos;
- rocile au o stabilitate medie și necesită o susținere imediată, iar secțiunea puțului este mare (varianta 6, tabelul XIX.80 și fig. XIX. 352, a);

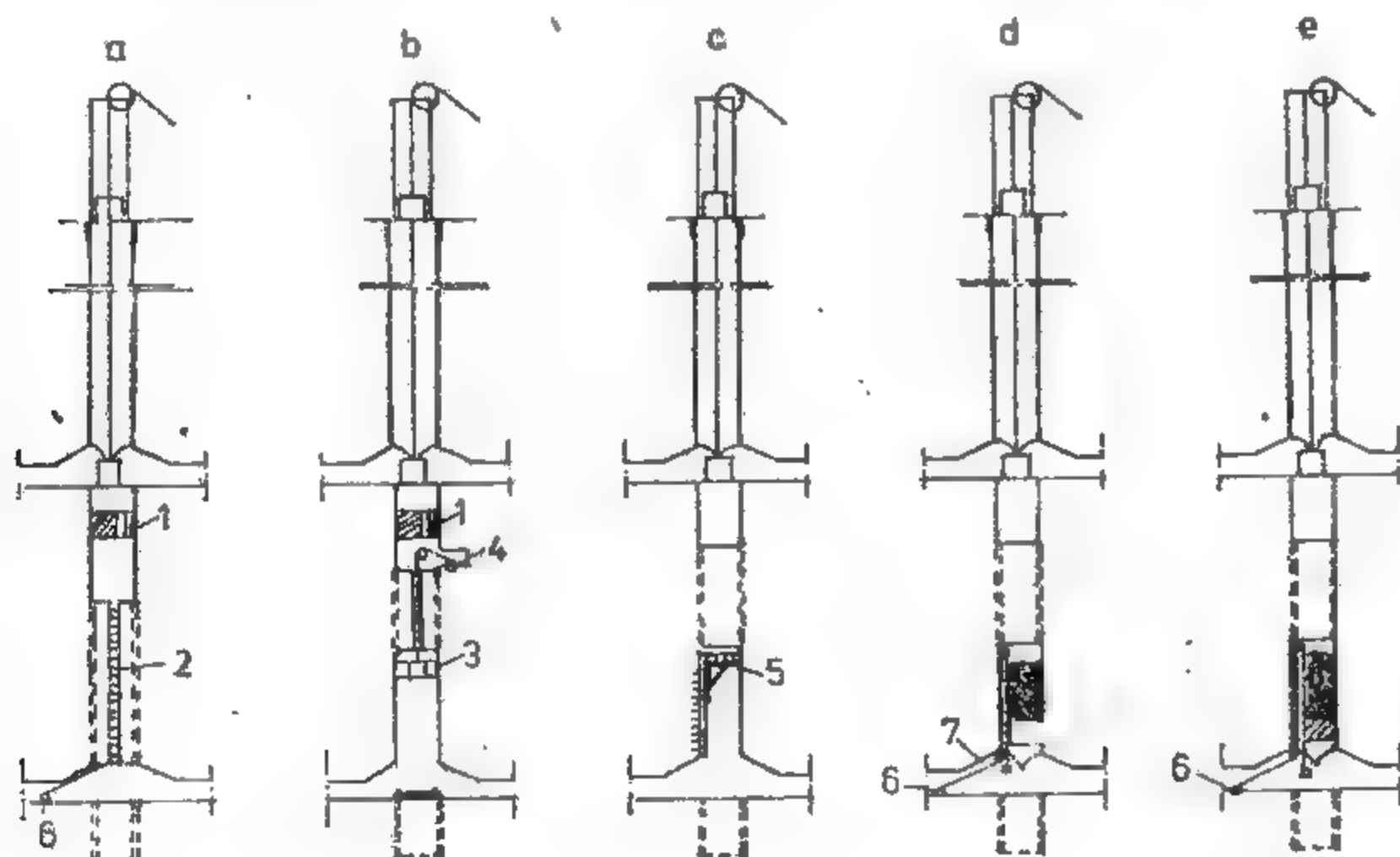


Fig. XIX.252. Scheme de adâncire a puțurilor de jos în sus:

1 — pod de siguranță artificial sau stîlp de rocă; 2 — suitoare executată în axa puțului de jos în sus; 3 — colivie suspendată; 4 — trolu pentru suspendarea coliviei; 5 — platformă mobilă de săpat suitori; 6 — trolu de extracție la săpare; 7 — rampa orizontului în pregătire.

- secțiunea puțului este redusă, iar stabilitatea rocilor este mare, ceea ce oferă condiții optime de aplicare a metodelor de săpare a suitorilor cu colivie suspendată sau platformă mobilă (variantele 7 și 8 tab. XIX.80 și fig. XIX.252, b și c);
- rocile sînt stabile și astfel se asigură securitatea necesară săpării pe întreaga secțiune de jos în sus (variantele 9 și 10; tab. XIX.80 și fig. XIX. 252, d și e).

Avantajele principale ale schemelor sînt:

- lucrările de adâncire nu sînt dependente de fluxul de transport pe puț;
- rocile rezultate la săpare sînt evacuate prin cădere liberă direct în vagonete sau pe vatra galeriilor, ceea ce contribuie la creșterea vitezei și productivității muncii la săpare.

Dezavantajele adîncirii de jos în sus sînt:

- la variantele 6, 9 și 10 transportul de materiale în timpul săpării se face cu mare dificultate;
- în roci cu stabilitate mică securitatea muncii este redusă.

În minele din țara noastră se aplică varianta 6, iar în roci stabile o combinație între varianta 6 cu 8, respectiv săparea suitorii în axa puțului cu platforma mobilă PMSSB-200/05 E.

c) Adâncirea simultană de sus în jos și de jos în sus

Se aplică în condițiile în care sub orizontul de la care trebuie adîncit puțul sînt executate sau sînt în curs de execuție alte orizonturi intermediare (fig. XIX. 253). În asemenea situații, adîncirea se poate efectua simultan de la două sau mai multe orizonturi, prin combinarea largă a schemelor tehnologice și de extracție de sus în jos cu cele de jos în sus. Prin aplicarea metodei se asigură scurta durată a lucrărilor de adîncire.

5.8.2. LUCRĂRI DE PREGĂTIRE ȘI DE ÎNCHEIERE LA ADÎNCIRE

La adâncirea puțurilor, lucrările de pregătire și de încheiere ocupă o pondere însemnată, volumul, costul și durata acestora variînd în funcție de metoda, schema de extracție și tehnologia de săpare aplicată.

Cel mai mic volum de lucrări se înregistrează la aplicarea schemei I și cel mai mare la schemele III și IV d.

La adâncirea după schema II, schema cu cea mai mare utilizare în practică, lucrările de pregătire constau din:

- amenajarea în secțiunea puțului a compartimentului de extracție la adîncire;
 - executarea lucrărilor miniere destinate instalației de extracție și trolilor;
 - executarea fundațiilor și montarea instalației de extracție și a trolilor de suspendare a utilajelor;
 - amenajarea spațiului necesar depozitării materialelor și construirea instalației de descărcare a chibrelor;
 - curățirea jompului și amenajarea punctului de distribuție a energiei electrice la adîncire;
 - construirea mijloacelor de protecție sub vasele de extracție în circulație și a instalațiilor de siguranță în compartimentul de adîncire;
 - montarea instalației de aeraj și a conductelor de evacuare a apelor și de aer comprimat;
 - instalarea utilajelor de preparare a betonului;
 - adîncirea puțului pe un tronson de 10—15 m și introducerea utilajelor necesare la săpare.
- În continuare se execută lucrările de săpare, de susținere definitivă și de amenajare a puțului pînă la cota de adîncire stabilită.
- Lucrările de adîncire se finalizează prin:
- demontarea și evacuarea tuturor utilajelor de săpare din puț și din rampe;
 - înlăturarea mijloacelor de protecție și a instalațiilor de siguranță, precum și amenajarea puțului în aceste zone;
 - reamenajarea puțului pe tronsonul destinat compartimentului de adîncire;
 - efectuarea probelor tehnologice de transport pe puț.



Fig. XIX.253. Adîncirea simultană a puțurilor de sus în jos și de jos în sus.

În cazul acestei scheme lucrările de pregătire și de încheiere au o pondere de 30—50% din durată totală a lucrărilor de adâncire și afectează costul investiției cu 30—40%.

Pentru scurtarea timpului și reducerea costului lucrărilor de adâncire trebuie acționat în următoarele direcții:

— utilizarea unor tehnologii care să asigure scurtarea la minim a lucrărilor de săpare și susținere definitivă a puțului;

— încă din faza de proiectare a puțului să se prevadă un compartiment special de adâncire precum și lucrările miniere necesare în acest scop;

— instalația de extracție prevăzută la prima adâncire să fie reutilizată și la adâncirile ulterioare.

5.8.3. UTILAJE, TEHNOLOGII DE SĂPARE ȘI MIJLOACE DE PROTECȚIE PENTRU ADÂNCIREA PUȚURILOR

Utilaje pentru adâncirea puțurilor. Utilajul principal necesar la adâncirea puțurilor de sus în jos îl constituie instalația de extracție, care îndeplinește aceleași funcțiuni ca și la executarea puțurilor de la zi.

La adâncirea puțurilor după schemele Ia, IIa și IVa cea mai mare utilizare o au troliile de extracție cu o singură tobă (tipul T-1200) și chibele cu o capacitate de 0,5—0,7 m³.

În condițiile adâncirii după schemele IIa, IIb, III, IVb și IVc, în general, se utilizează troliile de extracție cu două tobe (tipurile 2T-1200 și 2T-1600) și chibele cu o capacitate de la 0,5 la 1 m³.

Mașinile de extracție se folosesc în cazul schemelor cu evacuarea rocilor la suprafață și mai rar cînd evacuarea se realizează la orizonturile intermediare.

Celelalte utilaje necesare la adâncire sînt similare executării puțurilor de la zi și se aleg după aceleași criterii.

În fig. XIX. 254 se prezintă amplasarea utilajelor la adâncirea unui puț după schema IIa.

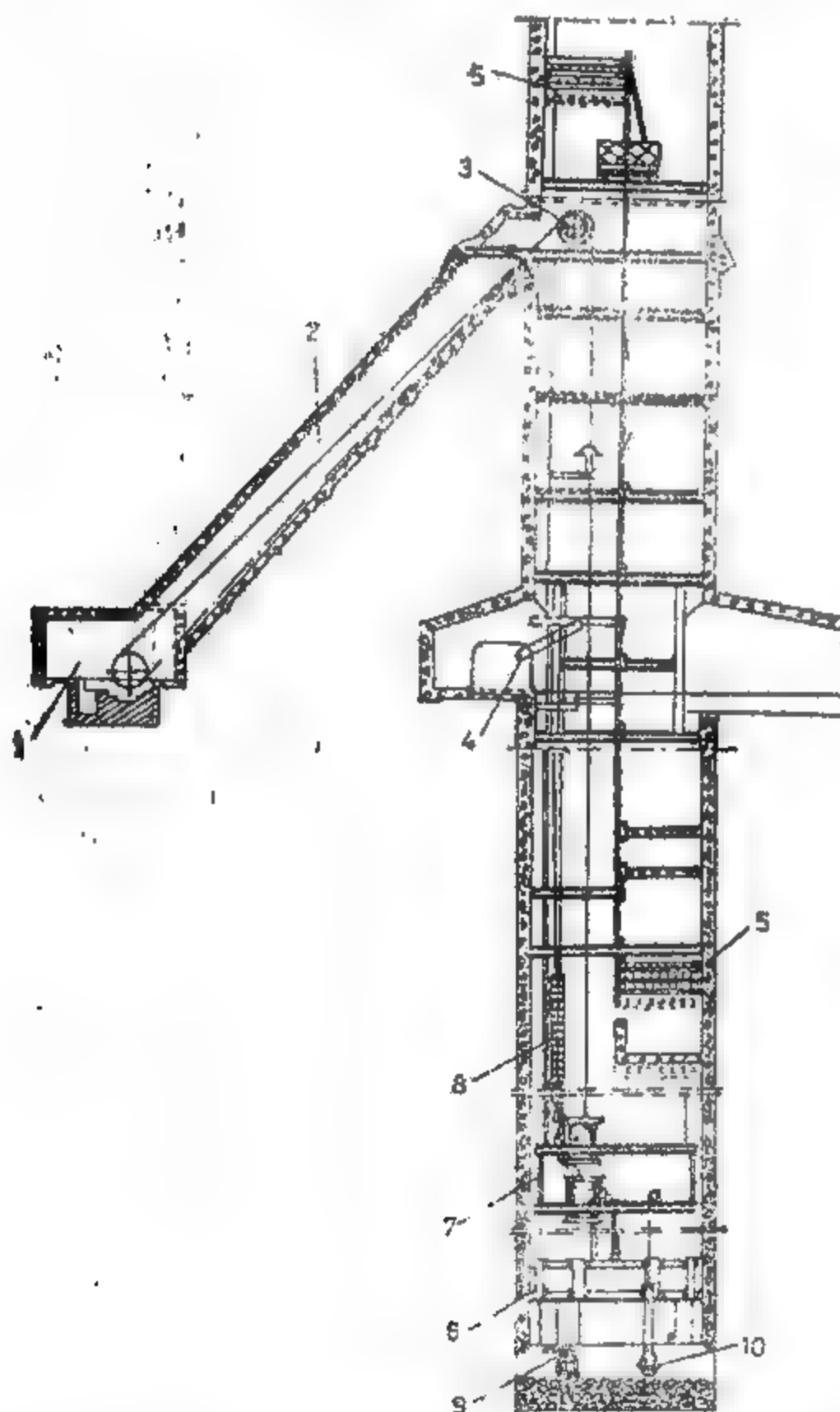


Fig. XIX.254. Amplasarea utilajelor la adâncirea puțurilor după schema II:

1 - troliu de extracție; 2 - sursă de cabluri; 3 - platformă de lucru; 4 - instalație de descărcare a chibelelor; 5 - pod artificial de siguranță; 6 - cofraj mobil; 7 - pod mobil de siguranță; 8 - scară de salvare; 9 - chibla; 10 - graifâr.

La adâncirile de jos în sus se folosesc, în general, utilajele utilizate la executarea suitorilor prin perforare-împușcare.

Tehnologii de săpare la adâncirea puțurilor. La adâncirea puțurilor de sus în jos tehnologiile de săpare aplicate se deosebesc într-o mică măsură de tehnologiile folosite la executarea, prin perforare-împușcare a puțurilor de la zi. În condițiile adâncirii puțurilor după schemele Ia, IIa și IVa, la care secțiunea compartimentului de extracție este redusă, cea mai mare utilizare o are schema tehnologică de săpare succesivă. Schema concomitentă, îndeosebi cu susținerea definitivă în beton monolit după cofraj glisant își găsește o tot mai mare aplicabilitate la adâncirea puțurilor pe o lungime mai mare de 150 m, după schemele Ib, Ic, IIb, IIc, III, IVa, IVc și IVd.

Ambele scheme tehnologice se aplică și în etapa lucrărilor de lărgire, la adâncirea cu variantele cu gaură de sondă de diametru mare sau cu sutoare în axa puțului.

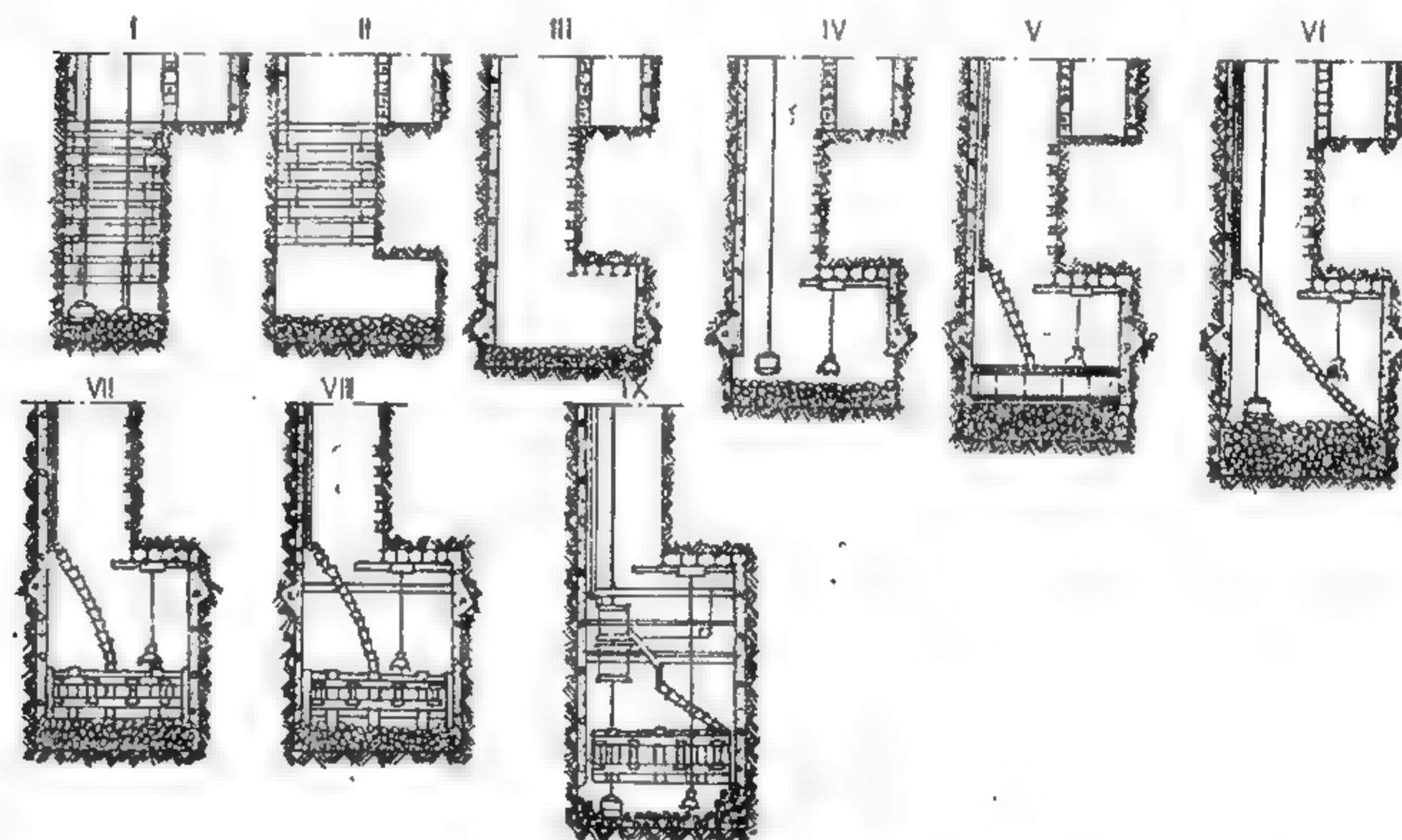


Fig. XIX.255. Fazele tehnologice la săparea și susținerea definitivă a puțului cu schema concomitentă.

În fig. XIX. 255 și XIX. 256 se prezintă fazele tehnologice de săpare și susținere definitivă a unui puț adâncit după variantele cu stîlp de siguranță din rocă și cu gaură de sondă de diametru mare forată în axa puțului.

În condițiile adâncirii puțurilor de jos în sus pe întreaga secțiune (variantele 7, 8, 9 și 10), tehnologiile de săpare sînt analoage celor utilizate la executarea suitorilor în roci stabile prin perforare-împușcare.

Mijloace de protecție la adâncirea puțurilor. Frontul de lucru la adâncirea puțurilor de sus în jos se protejează în practică cu ajutorul stîlpilor de siguranță din rocă sau cu poduri artificiale.

Stilpii din rocă (fig. XIX. 257) se construiesc în rocile de sub jompul puțului, pe o înălțime de 6—15 m și pe o lățime care să acopere întreg sectorul de circulație a vaselor de extracție. Secțiunea liberă rămasă servește exclusiv lucrărilor de adâncire.

Stilpii de siguranță se construiesc numai în roci tari și compacte cu o rezistență ridicată la acțiunea apelor. În tabelul XIX. 81 este redată metodologia de dimensionare a stilpilor de rocă.

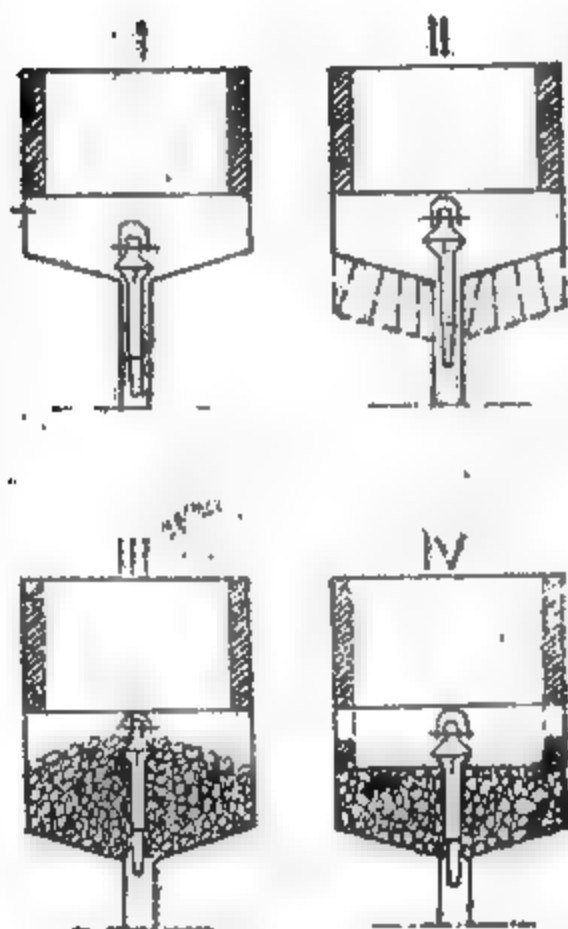


Fig. XIX.256. Fazele tehnologice de săpare și susținere definitivă la adâncirea puțurilor cu gaura de sondă de diametru mare.

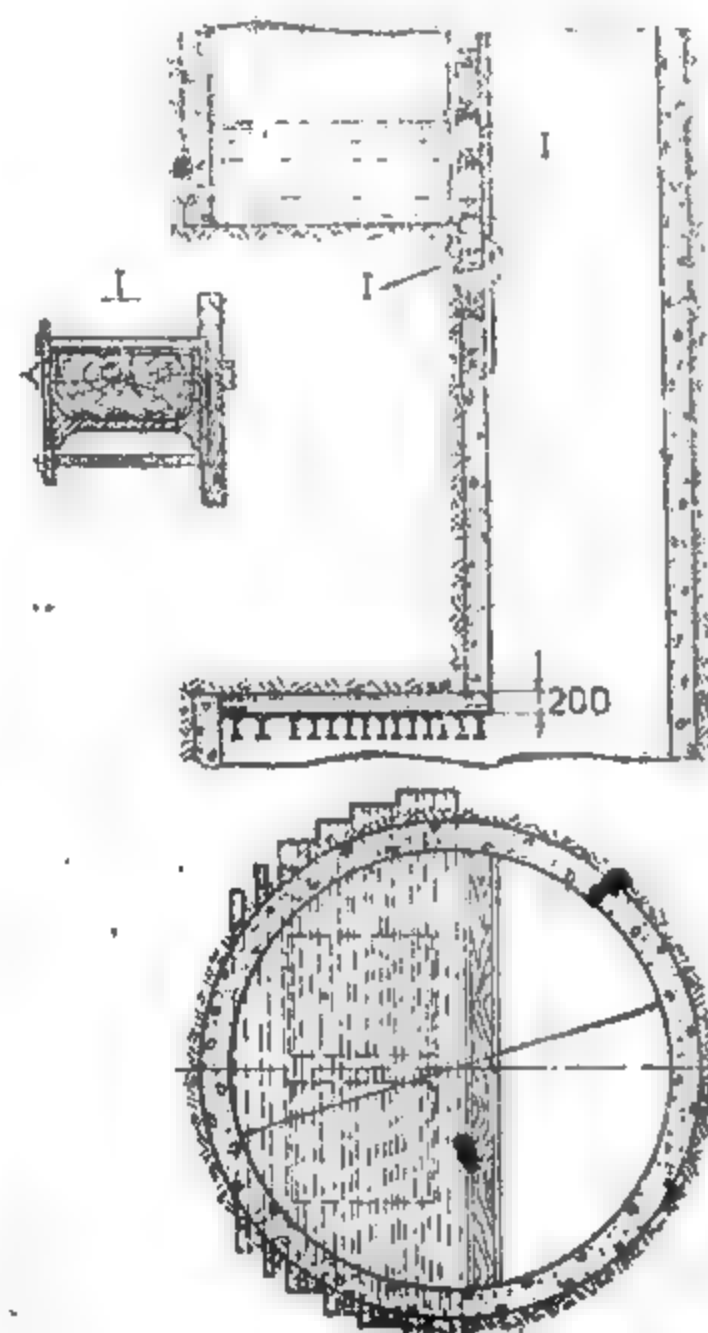


Fig. XIX.257. Stilp de siguranță din rocă.

Podurile de siguranță artificiale au în prezent cea mai mare utilizare în practică. Ele se construiesc din metal, din beton și din lemn, sub diverse forme geometrice ca: orizontale, pană simplă, pană dublă și înclinat-multiple.

— Podurile orizontale (fig. XIX. 258) sînt constituite dintr-o platformă de rezistență construită din unul sau mai multe rînduri de grinzi metalice dublu T, deasupra căreia se amenajează o pernă de amortizare din rumeguș, cenușă, zgură de cazan sau fascine de lemn.

Sub platforma de rezistență sau deasupra pernei de amortizare se construiește un bazin de colectare a apelor, cu aceeași secțiune ca a podului. În ultimii ani la adâncirea puțurilor s-au generalizat podurile orizontale cu pernă de amortizare din fascine de lemn

Tabelul XIX.81

Dimensionarea stilpilor de siguranță din rocă

Formula de calcul finală	Formule de calcul a parametrilor principali	Semnificația notațiilor
Condiția de rezistență: $\tau \geq \sqrt{\frac{1,67 \cdot \Delta E \cdot \eta G}{L \cdot l \cdot h}}$ <p>— rezistența la forfecare a rocilor din stilp</p>	$\Delta E = Q_1 H = \frac{m^2}{2};$ $\eta = \frac{Q_1}{Q_1 + Q_2}$ $G = \frac{E_{ } \cdot E_{\perp}}{E_{\perp} + 2\mu_{\perp} E_{ } + E_{ }}$	<p>— energia cinetică a vasului de extracție în momentul ciocnirii cu roca;</p> <p>— greutatea respectiv masa vasului de extracție;</p> <p>— viteza vasului de extracție în momentul ciocnirii;</p> <p>— randamentul șocului după ciocnire;</p> <p>— greutatea rocilor cuprinse în stilp;</p> <p>— modulul de forfecare al rocilor din stilp;</p> <p>— modulul de elasticitate al rocilor la solicitări paralele, respectiv perpendiculare pe stratificație;</p> <p>— coeficientul lui Poisson;</p> <p>— latura mică a stilpului (se ia egală cu 0,67 din înălțimea sectorului de cerc);</p> <p>— latura mare a stilpului (se ia egală cu diametrul puțului);</p> <p>— înălțimea stilpului.</p>

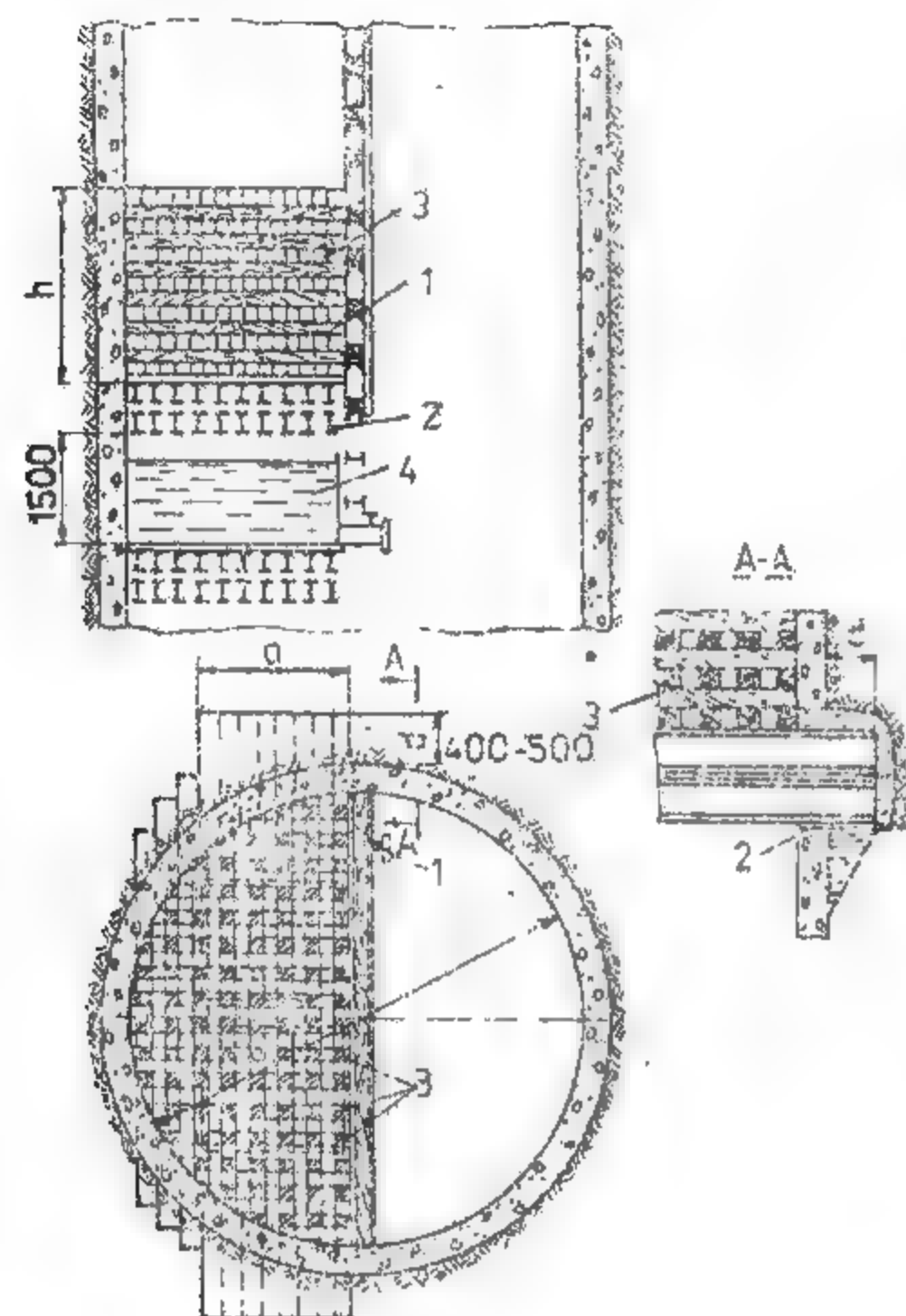


Fig. XIX. 258. Pod orizontal de siguranță:

1 — perete de protecție a compartimentului de adâncire; 2 — platformă de rezistență din profile dublu T; 3 — pernă de amortizare din fascine de lemn; 4 — bazin de colectare a apelor

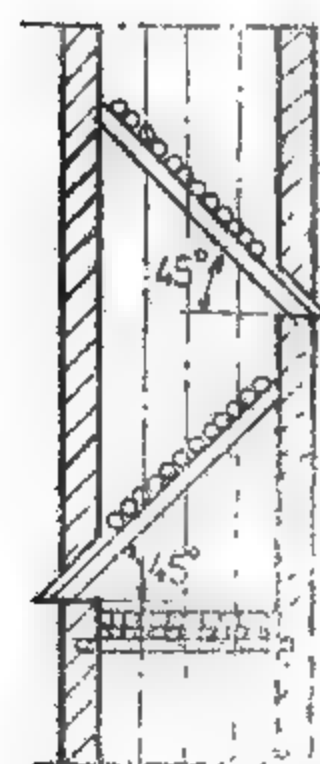


Fig. XIX.259. Pod de siguranță înclinat-multiplu.

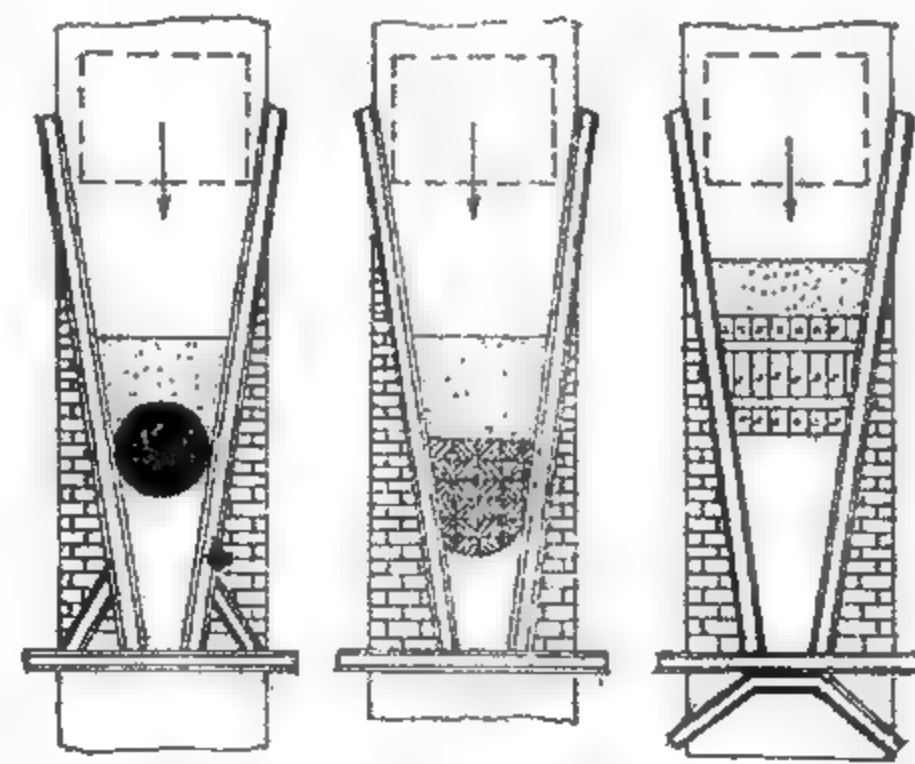


Fig. XIX.260. Poduri de siguranță tip pană dublă cu dop de amortizare.

Tabelul XIX.82

Dimensionarea podurilor orizontale din grinzi metalice dublu T și pernă de amortizare

Formula de calcul finală	Formule de calcul a parametrilor principali	Semnificația notațiilor
Condiția de rezistență: $K_p \geq \Delta E$ K_p — energia totală absorbită de pod; ΔE — energia cinetică a vasului de extracție în momentul ciocnirii	$K_p = \frac{(N K_1 - h_p^2 q p) (Q_1 + C_2 Q_2 + C_1 (N q_1 + P))}{Q_1}$ $\Delta E = Q_1 H = \frac{m v^2}{2}$ $K_1 = n_g \cdot K_g$ $K_g = \frac{16 \sigma_T l \cdot l}{15 E h^2}$ $q p = \frac{K_1}{h_p^2 \max}$ $h_p = \frac{Q_2^{\max} - P}{K \cdot \gamma}$	<p>— energia potențială de încovoiere a platformei construită dintr-un singur rînd de grinzi;</p> <p>— numărul rîndurilor de grinzi din construcția podului;</p> <p>— greutatea vasului de extracție;</p> <p>— înălțimea maximă de cădere;</p> <p>— viteza de cădere în momentul ciocnirii;</p> <p>— masa vasului de extracție;</p> <p>— numărul grinzilor metalice dintr-un rînd;</p> <p>— energia potențială de încovoiere a unei grinzi;</p> <p>— limita de curgere a materialului din grindă;</p> <p>— momentul de inerție a grinzii;</p> <p>— modulul de elasticitate;</p> <p>— înălțimea profilului grinzii;</p> <p>— lungimea maximă a grinzilor între reazeme;</p> <p>— înălțimea pernei de amortizare;</p> <p>— greutatea activă a pernei;</p> <p>— greutatea unui rînd de grinzi;</p> <p>— energia consumată de pod pentru preluarea sarcinii statice dată de greutatea pernei de amortizare cu o înălțime de 1 m;</p> <p>— înălțimea maximă a pernei de amortizare;</p> <p>— sarcina admisibilă pe care o poate prelua un rînd de grinzi;</p> <p>— greutatea volumetrică a materialului din pernă;</p> <p>— suprafața pernei;</p> <p>— coeficient care ține seama de masa specifică a grinzilor și a peretelui lateral al podului ($C_1 = 0,5$);</p> <p>— coeficient care ține seama de proprietățile absorbante ale materialului din pernă ($C_2 = 4$ la zgură; $C_2 = 8$ la rumeguș; $C_2 = 11$ la fascine);</p> <p>— greutatea plăcii aflate deasupra grinzilor.</p>

Observație:

Prin modificarea numărului de rînduri al grinzilor și a înălțimii pernei de amortizare se poate realiza o construcție a podului care să satisfacă condiția de rezistență.

și cu bazinul de colectare a apelor amplasat sub platforma de rezistență. Metodologia de dimensionare a podurilor orizontale este prezentată în tabelul XIX. 82.

— *Podurile de siguranță inclinat-multiple* (fig. XIX. 259), concepție a specialiștilor din bazinul carbonifer Valea Jiului, sint constituite din trei platforme de rezistență: două înclinate la 45° și una orizontală.

Platformele se construiesc dintr-un rând de grinzi metalice dublu T, care se căptușesc la partea superioară cu un rând de bile de lemn pentru uniformizarea și amortizarea șocului.

Simplitatea și rezistența sporită a construcției au făcut ca acest tip nou de pod să-și găsească în prezent o mare utilizare la adâncirea puțurilor din țara noastră.

Podurile de siguranță tip pană (fig. XIX. 260) se caracterizează printr-o construcție complicată și costisitoare.

Ca urmare, ele se folosesc numai în cazurile în care celelalte tipuri de poduri nu satisfac condiția de rezistență la cădere a vaselor de extracție.

5.9. SĂPAREA ȘI SUSȚINEREA CONSTRUCȚIILOR MINIERE DIN JURUL PUȚULUI

5.9.1. RAMPE DE PUȚURI

Rampele reprezintă racordurile dintre puțuri și orizonturile existente sau proiectate ale unei mine.

Tipurile și dimensiunile rampelor se aleg în funcție de producția anuală a minei, de diametrul puțului, de natura vaselor de transport, de modul de înlocuire a vagonetelor goale cu altele pline în colivii, de dimensiunile utilajelor sau a materialelor lungi ce se coboară pe puț, de modul cum se racordează puțul de lucrările miniere din subteran și de numărul și gabaritele utilajelor ce urmează să fie montate în rampe pentru deservirea transportului. Deoarece prin rampe se desfășoară întreaga activitate de transport a minei sau sectorului, acestea au secțiuni mai mari decât celelalte lucrări miniere. Lățimea rampei în punctul de racordare cu puțurile dreptunghiulare este egală cu latura lungă a puțului, iar la puțurile circulare, egală sau mai mare ca diametrul puțului. Înălțimea rampelor este de 3–3,5 m la cele susținute în lemn și de 3,5–6 m la cele susținute în beton. Înălțimea și lățimea rampelor se mențin constante pe o lungime de 6–15 m, fiind determinată de tipul utilajelor ce se montează pentru asigurarea circulației vagonetelor la puț și de la puț.

La minele cu capacități mari de producție, rampele, datorită instalațiilor de care sint deservite și modului de construcție a circuitului puțurilor, asigură un singur sens de circulație a vagonetelor. Sensul de circulație în rampele de la orizonturile intermediare sau de la ultimul orizont al puțurilor este invers sensului de circulație de la suprafață sau de la orizontul superior al puțurilor oarbe.

La puțurile de aeraj sau când activitatea de transport este redusă, se construiesc rampe unilaterale (fig. XIX. 261). În acest caz puțul este legat de zăcămint printr-o singură lucrare minieră, de obicei galerie transversală, pe care circulația vagonetelor este realizată cu trolii sau locomotive de mină. Introducerea vagonetelor în colivii se face manual sau cu împingătoare pneumatice cu dimensiuni reduse. Vagonetele scoase din colivie intră în circuitul de transport printr-o a treia linie ferată montată în rampă, prin intermediul unei plăci rotative.

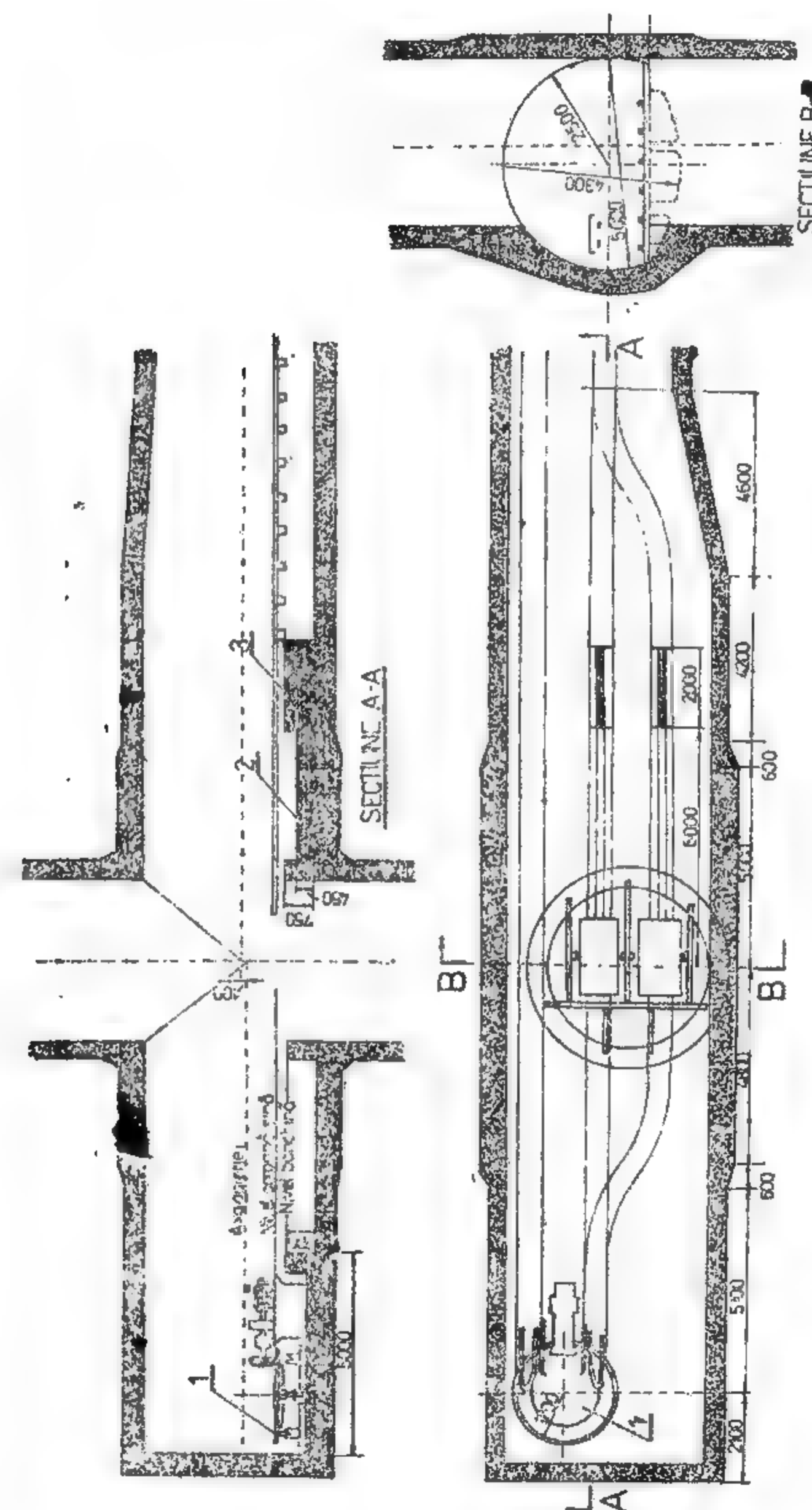
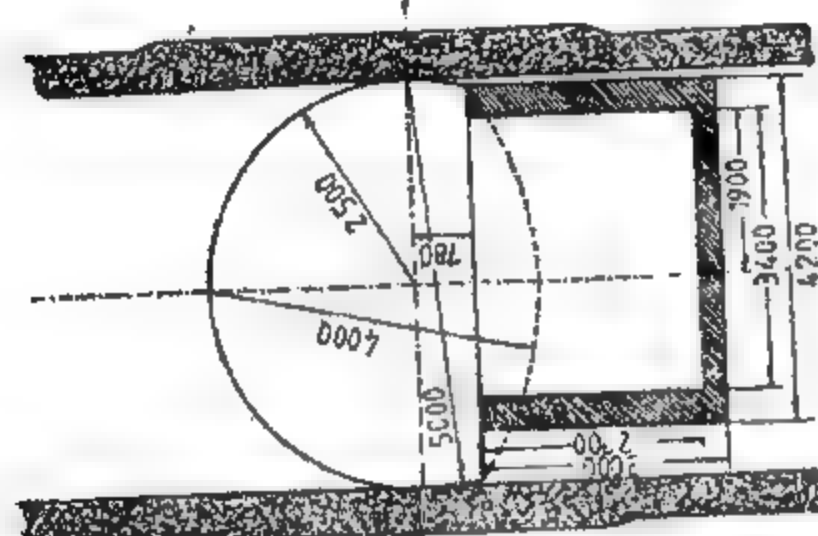


Fig. XIX.261. Rampă unilaterală:
1 — placă turnantă; 2 — fundație împingător pneumatic; 3 — fundație frâne.



Section B-B

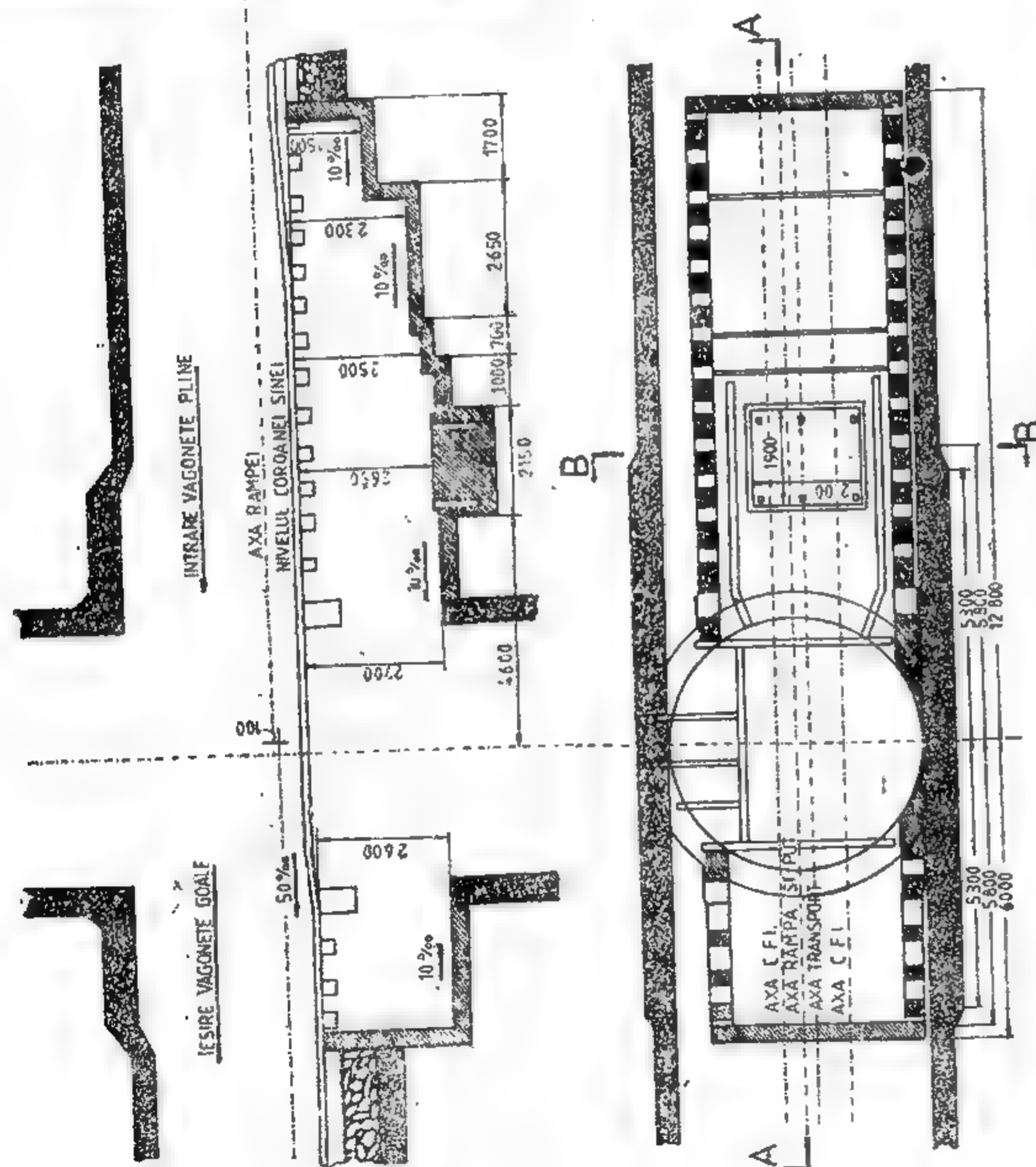


Fig. XIX.262. Rampă bilaterală.

Rampele bilaterale (fig. XIX. 262) se construiesc pentru puțurile cu o activitate intensă de transport, cu diametre de peste 4 m, în care coliviile sînt dimensionate pentru două vagonete pe etaj. Pentru reducerea personalului de deservire și a efortului fizic, rampele sînt utilitate cu împingătoare și poduri basculante. Rampele bilaterale se continuă cu circuite dimensionate pentru gararea vagonetelor pline și goale.

Profilele și metodele de săpare a lucrărilor miniere de înaintare, printre care și rampele puțurilor, sînt tipizate și redată în albume cu profile miniere.

Pentru săparea și susținerea rampelor s-au prevăzut două tehnologii :

— cu recuperarea susținerii provizorii a profilului lărgit în roci compacte, cu tărie medie și mare. Fac excepție rampele cu diametrul boltii de 5,5 și 6,0 m, din cauza deschiderilor mari;

— cu abandonarea susținerii provizorii a profilului lărgit, la roci cu tărie mică.

Săparea și susținerea rampelor se face în etape succesive (fig. XIX. 263). Cînd adîncirea puțului a ajuns la nivelul stabilit pentru rampe, pe ambele părți ale puțului se lasă ferestre nesustinite, după care se continuă cu săparea puțului pînă la cota finală.

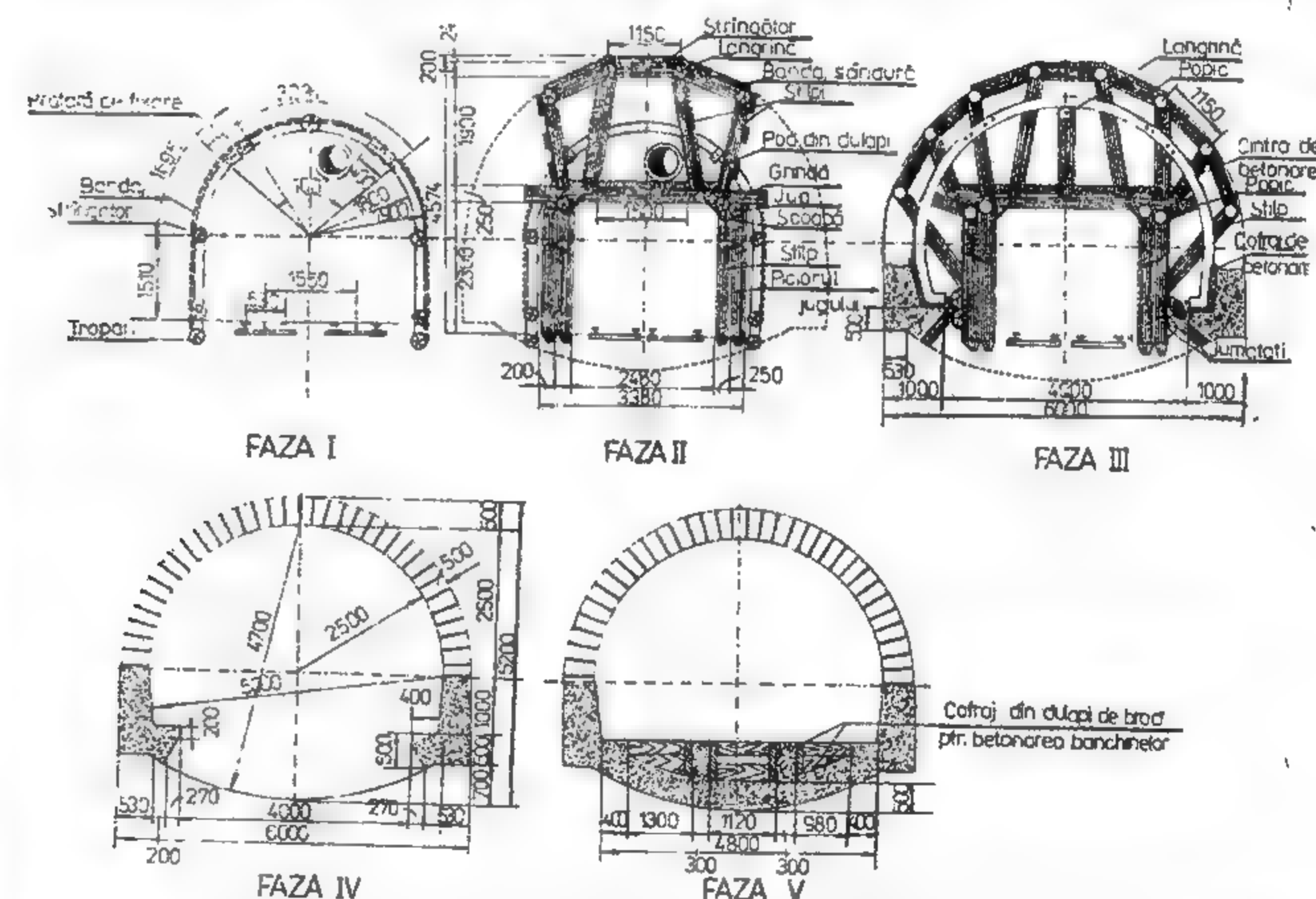


Fig. XIX.263. Tehnologia de săpare și susținere a unei rampe.

Rampele se atacă din ferestrele lăsate în pereții puțului, prin executarea unei galerii cu profil redus, susținută cu armături metalice (faza I). Lungimea galeriilor corespunde cu lungimea rampei, iar direcția lor se fixează provizoriu prin 3 fire cu plumb care materializează una din axele de transport ale puțului.

Lărgirea galeriei se face prin retragerea spre puț. În interiorul galeriei se construiește din lemn o susținere provizorie de formă dreptunghiulară, întărită cu juguri. Pe

grinda susținerii provizorii se montează un pod de lucru din dulapi de lemn, de pe care începe lărgirea bolții rampei, după ce grinda metalică a galeriei înaintase a fost răpită. Spațiul lărgit se susține cu longrine întărite cu stringători, care se sprijină prin stâlpi de grinda susținerii provizorii (faza II). Lungimea longrinelor se ia de 2—3 m, în funcție de tăria și stabilitatea rocilor. În continuare se lărgesc pereții galeriei și se montează cintrele metalice de betonare, care vor susține în timpul execuției bolta și pereții de beton ai rampei. Pe cintrele de betonare se fixează de jos în sus cofrajele de betonare, montate odată cu ridicarea pereților (faza III). Pe măsura avansării betonării se răpesc armăturile provizorii cu care s-a făcut lărgirea galeriei înaintase.

În cazul când lucrările se execută în roci cu tărie mică și cu stabilitatea redusă, materialele de susținere provizorie cu care s-a făcut lărgirea nu se mai răpesc. În acest caz, pentru a menține profilul rampei, respectiv grosimea pereților conform proiectului, secțiunea de lărgire va fi mai mare. Ultima fază a lucrărilor prevede betonarea vetrei rampei sau betonarea fundațiilor instalațiilor care deservește transportul.

În rampele bilaterale ale puțurilor cu diametre de peste 4 m, pe care transportul se face cu colivii cu două vagonete așezate cap la cap, pentru compensarea nepotrivirilor dintre nivelele șinelor din rampe și colivii, în timpul încărcării și descărcării vagonetelor, se folosesc poduri basculante (fig. XIX. 264).

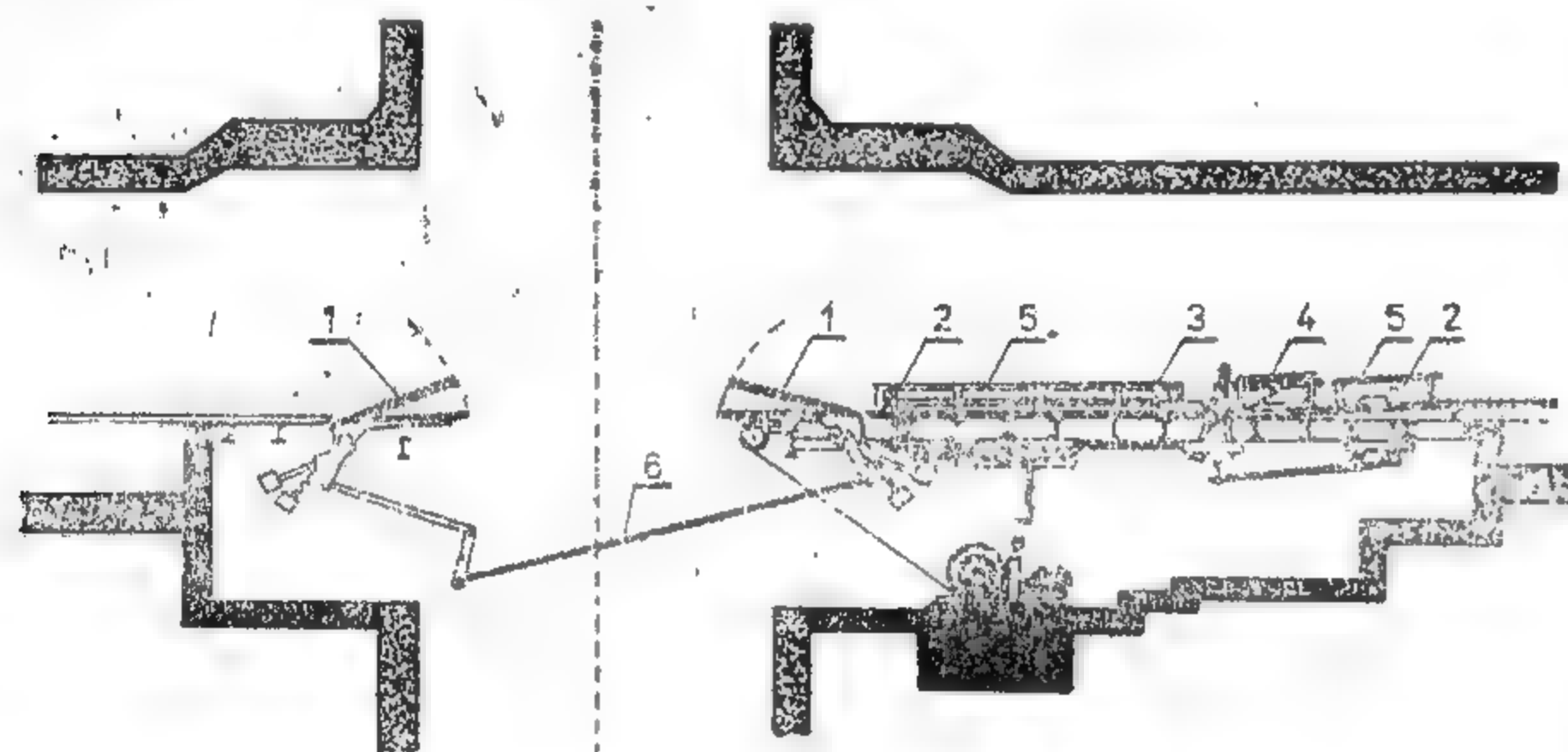


Fig. XIX.264. Instalațiile mecanice dintr-o rampă bilaterală :

1 — pod basculant; 2 — opritor; 3 — împingător; 4 — frână pneumatică; 5 — cadru de ghidare a vagonetelor; 6 — bară metalică de acționare.

Podul basculant este construit din două platforme metalice (1) prevăzute cu șine, care se montează în rampe pe ambele părți ale puțului. Podurile basculante, după sosirea coliviei la orizont, sub acțiunea greutății vagonetelor încărcate se așază cu capetele pe platforma coliviei, formând cu aceasta o cale continuă de trecere pentru vagonete. Cele două poduri basculante așezate la capetele opuse coliviei sunt legate între ele printr-o bară metalică (6) care impune funcționarea lor simultană.

Convoiul de vagonete pline care trebuie evacuate din subteran, prin rulare liberă datorită pantelor automotoare din circuit, după ce au fost decuplate ajung în

rampa puțului unde sunt reținute de opritorul (2) montat în pantă. Din opritor intră în frână, unde își reduc viteza pentru a putea fi preluate de împingător (3).

Pentru împingerea vagonetelor pline în colivie se folosește un împingător (3) electric care este antrenat de un lanț *Gall* fără sfârșit. La capătul împingătorului, înaintea podului basculant, se mai găsește un opritor de siguranță, pentru a împiedica căderea vagonetelor în puț în cazul când colivia n-a ajuns în rampă și convoiul de vagonete a trecut de frână. Platformele podului basculant în poziție de repaus sunt cu capetele ridicate sub acțiunea unor contragreutăți și se sprijină de colivie numai în momentul când sunt apăsate de greutatea vagonetelor.

Vagonetul care pătrunde primul în colivie deplasează cu roțile sale o sanie (o bară transversală) care alunecă pe cele două șine pînă la partea opusă intrării, unde se blochează împiedicînd ieșirea vagonetelor pline din colivie.

Podul basculant împreună cu căile de rulare din rampa plinelor sunt situate cu 80—100 mm deasupra celor din partea vagonetelor goale, pentru a se putea crea o pantă suficientă circulației libere a vagonetelor goale din momentul ieșirii lor din colivie. Diferența de nivel se realizează prin amplasarea rampei vagonetelor pline la o cotă superioară sau prin montarea instalației de împins vagonete în poziția optimă.

5.9.2. CIRCUITE DE PUȚ

Circuitele de puț reprezintă lucrările miniere care fac legătura între puțurile de extracție și galeriile principale de transport. Prin intermediul circuitelor se evacuează producția minei și se face aprovizionarea subteranului cu materiale și vagonete goale. Avînd aceste funcții, circuitele sînt astfel dimensionate ca să asigure spații de rezervă pentru gararea vagonetelor pline și goale, ca în eventualitatea întreruperii extracției pe puț transportul în subteran să se poată desfășura normal.

Circuitele ce se construiesc în prezent permit un singur sens de circulație pentru vagonete, datorită instalațiilor cu care sînt înzestrate. Pe o ramură a circuitului, vagonetele pline se îndreaptă spre puțul de extracție, iar pe cealaltă ramură vagonetele goale sau încărcate cu materiale sînt dirijate spre locurile de muncă din cadrul sectoarelor.

În cea mai mare parte a circuitelor, vagonetele rulează liber datorită pantelor automotoare cu care sînt prevăzute liniile ferate.

Cursivitatea transportului, dirijarea vagonetelor pentru evitarea deraierilor sînt asigurate prin instalațiile montate în circuit, care constau din lanțuri orizontale și elevatoare compensatoare de nivel, frîne cu opritori, macaze și împingători.

Forma și dimensiunile circuitelor depind de:

- producția anuală a minei sau a sectorului pentru circuitele puțurilor oarbe;
- tipul vaselor de extracție și capacitatea acestora;
- felul și numărul instalațiilor mecanice montate în circuit;
- felul, numărul și dimensiunile construcțiilor miniere amplasate în circuit;
- numărul puțurilor deservit de circuit;
- modul de racordare cu orizontul principal de transport.

Puțurile dimensionate pentru capacități mici de producție sînt legate de restul lucrărilor miniere prin galerii de acces, care se execută cu profil dublu, iar în zona rampei, cu profil triplu (fig. XIX.265). Pe una din linii, vagonetele pline după ce au fost decuplate se îndreaptă spre puț, fie împinse de locomotivă, fie prin rulare liberă datorită pantei căii ferate de 5—7‰. Pe linia alăturată, vagonetele goale cuplate sînt trase pe pantă inversă cu un trolu pînă la punctul unde se atașează de locomotivă.

Pentru introducerea vagonetelor pline în colivie se folosește un împingător electric, iar în rampa din partea opusă se montează un dispozitiv de întoarcere a vagonetelor goale.

La puțurile dimensionate pentru o producție importantă se construiesc circuite cu două ramuri: una pentru vagonete pline, iar cealaltă pentru vagonete goale sau umplute cu materiale. Pe ambele ramuri vagonetele circulă liber datorită pantelor automotoare a liniilor ferate. Pantele necesare circulației vagonetelor pline sînt mai mici decît cele necesare vagonetelor goale, dar în ambele cazuri se ține cont de razele de curbă ale galeriilor și de felul instalațiilor ce se montează în circuit.

În ramura plinelor, pe porțiunile drepte, se aplică o pantă de $8-10\text{‰}$, care crește pînă la $10-12\text{‰}$ în porțiunile curbe. La eșirea din frine, la macaze și la intrarea în dispozitivul împingătoarelor este necesară o pantă de $18-20\text{‰}$.

În ramura goalelor, după părăsirea puțului, liniile ferate se montează cu o pantă de $12-14\text{‰}$, care crește la $20-22\text{‰}$ înainte și după lanțul compensator. În curbe se adoptă o pantă de $18-20\text{‰}$.

Pentru a împiedica deraierea vagonetelor, mai ales în zona macazelor se montează frine cu opritoare, iar în curbe șine de ghidare.

Deoarece în punctul de ramificație a celor două ramuri ale circuitului și în dreptul puțului cotele liniilor ferate pentru ambele sensuri de circulație trebuie să fie identice, ca să se compenseze diferența de nivel creată de sensul diferit de înclinare a liniilor, pe ramura plinelor de coborire spre puț, iar pe ramura goalelor cu coborire de la puț spre ramificație, în circuitul goalelor se intercalează un plan înclinat prevăzut cu lanț elevator pentru ridicarea vagonetelor. Înclinarea planului compensator nu va depăși $12-14\text{‰}$, aceasta putînd fi reglată prin adoptarea unei lungimi corespunzătoare.

În fig. XIX.266 este reprezentat un circuit automotor construit pentru extragerea unei producții zilnice de 4 000 t cărbune și 1 000 vagonete de steril. Circulația vagonetelor în galeria de ocol se realizează în felul următor: trenul cu vagonete pline tras de locomotivă electrică cu troleu înaintează în circuit pînă la macazul M. Aici locomotiva se decuplează de tren și trece pe linia a doua, unde cu ajutorul unui cablu legat de unul din vagonetele pline pune în mișcare garnitura care, datorită pantei descrescînde, rulează pînă la frina F_1 . Ieșit din frină trenul înaintează încet, pînă ce vagonetele sînt decuplate, două cîte două, de un muncitor adăpostit într-o nișă a circuitului. În continuare vagonetele sînt antrenate de un lanț orizontal (A) care le dă impuls să circule libere pe două linii, pînă la frinele F_2 și F_3 , montate în rampă. Aici, vagonetele sînt preluate de dispozitivul de împingătoare și introduse în colivie.

Vagonetele pline, care intră în colivie, tamponează pe cele goale și le scot în rampă, de unde printr-o singură linie se îndreaptă spre lanțul elevator compensator de nivel (fig. XIX.267), care le ridică pînă la cota impusă prin proiect. După părăsirea planului înclinat, linia se bifurcă și vagonetele goale sau cele încărcate cu materiale

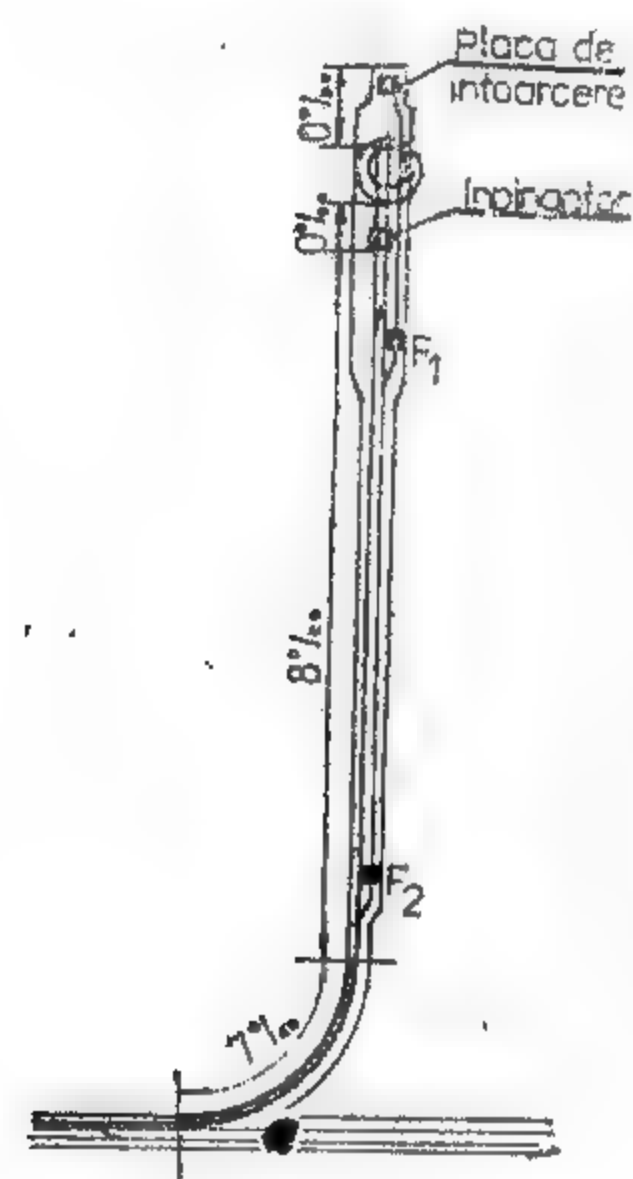


Fig. XIX.265. Galerie de acces la puț:

1 — placă de întoarcere; 2 — împingător.

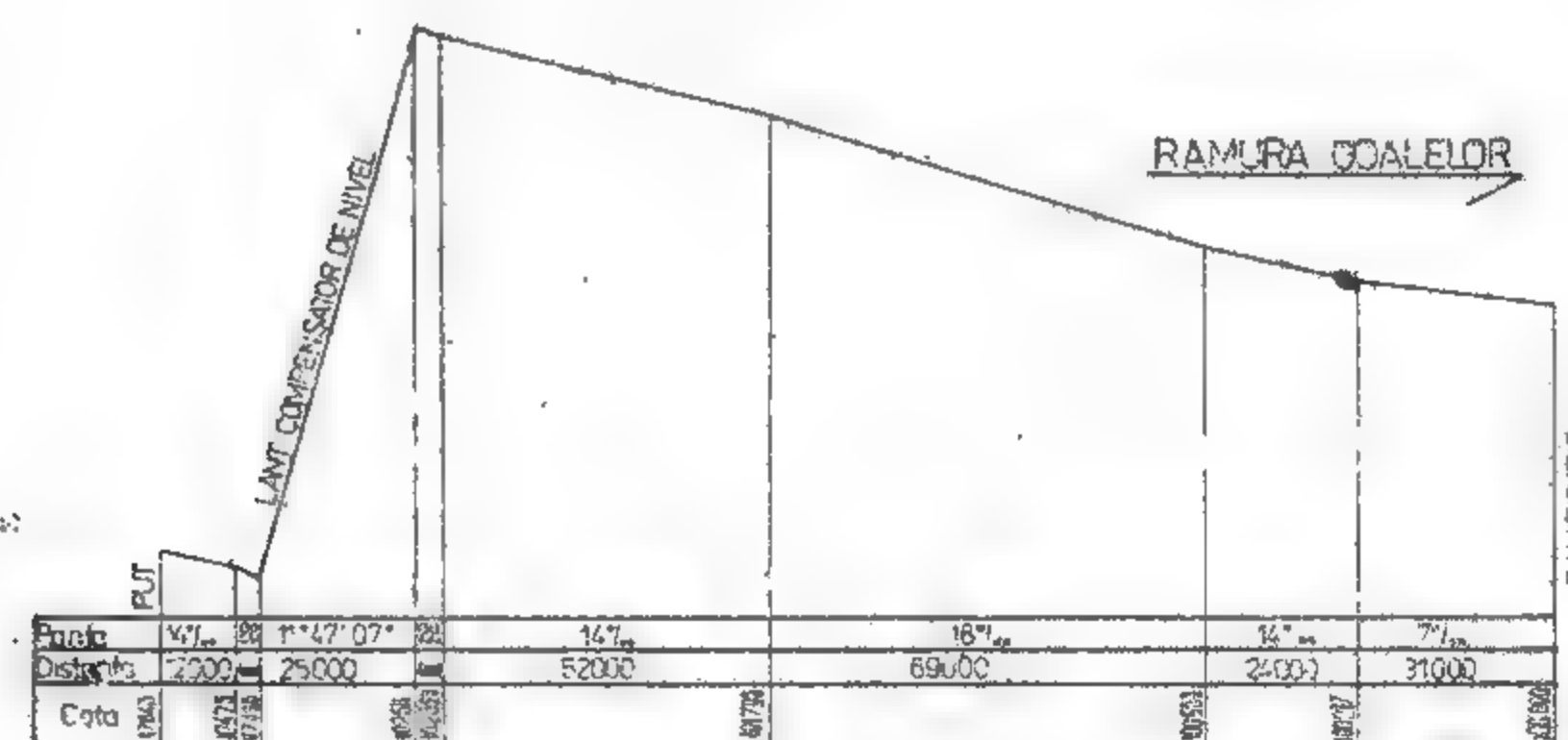
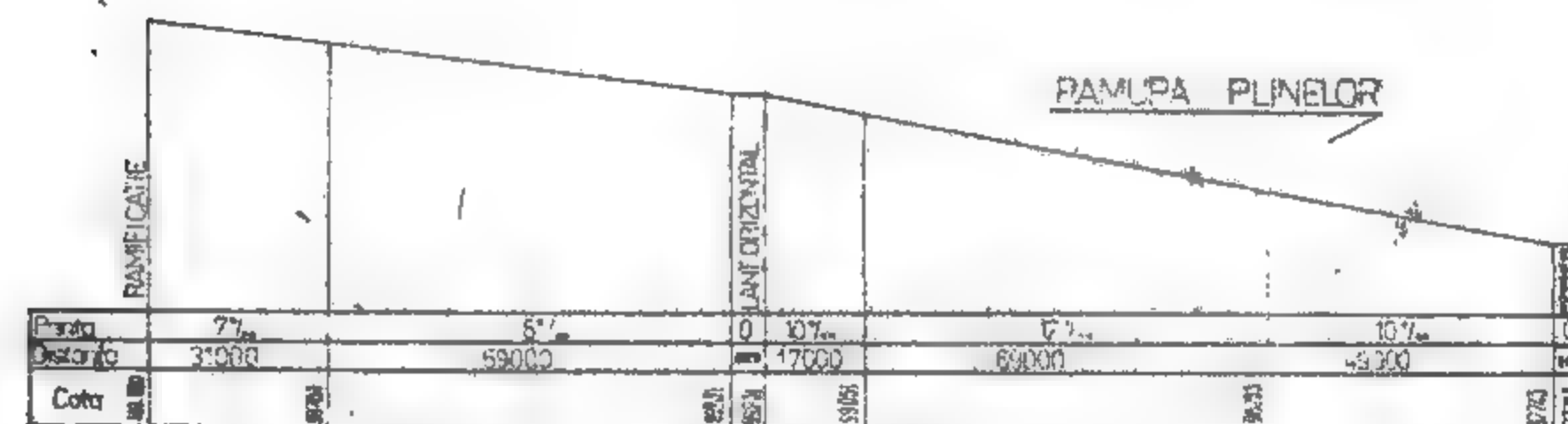
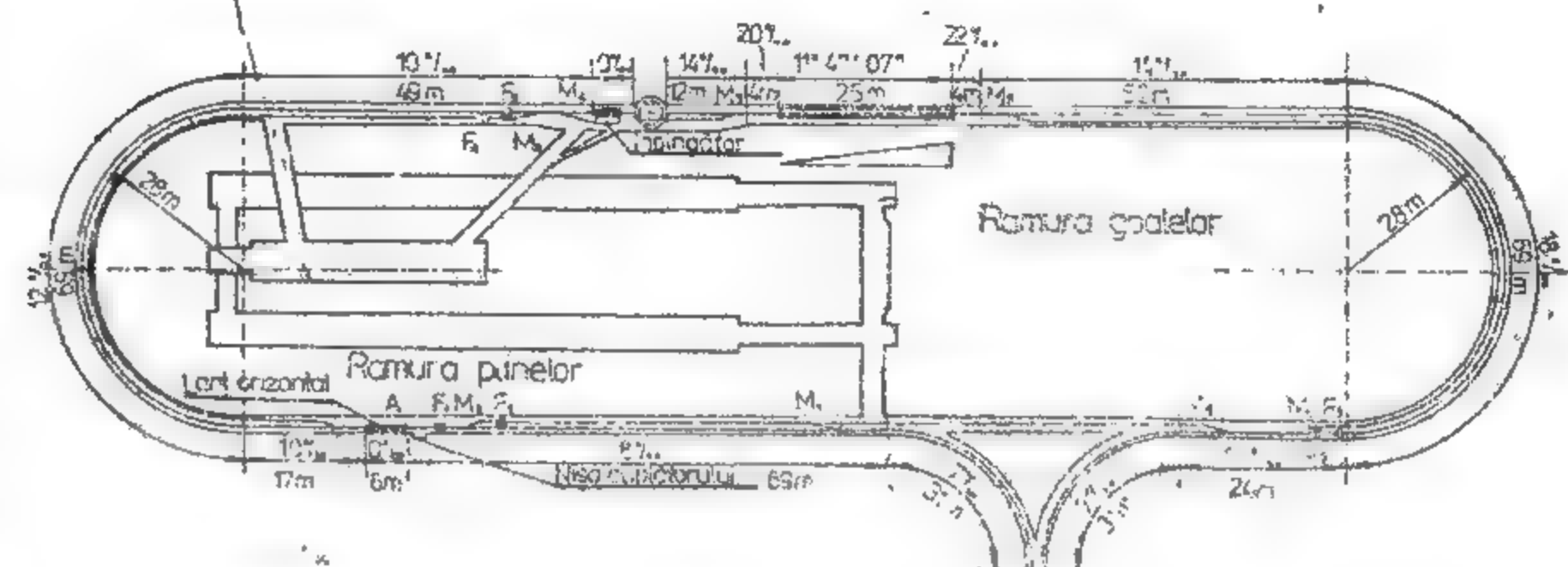


Fig. XIX.266. Circuit cu pantă automotoare.

acces printr-un plan inclinat cu panta de 10°. Camera de garare este înzestrată cu un troliu manual pentru ridicarea pe estacadă a locomotivelor avariate și o grindă metalică cu profil de I-36 pe care circulă un cărucior de care este atașat un palan manual cu melc (5 t) pentru ridicarea pieselor grele.

Din camera de garare se deschide o nișă pentru carburanți, dotată cu o cisternă și un vas pentru lubrifianți, prevăzută cu capac etanș.

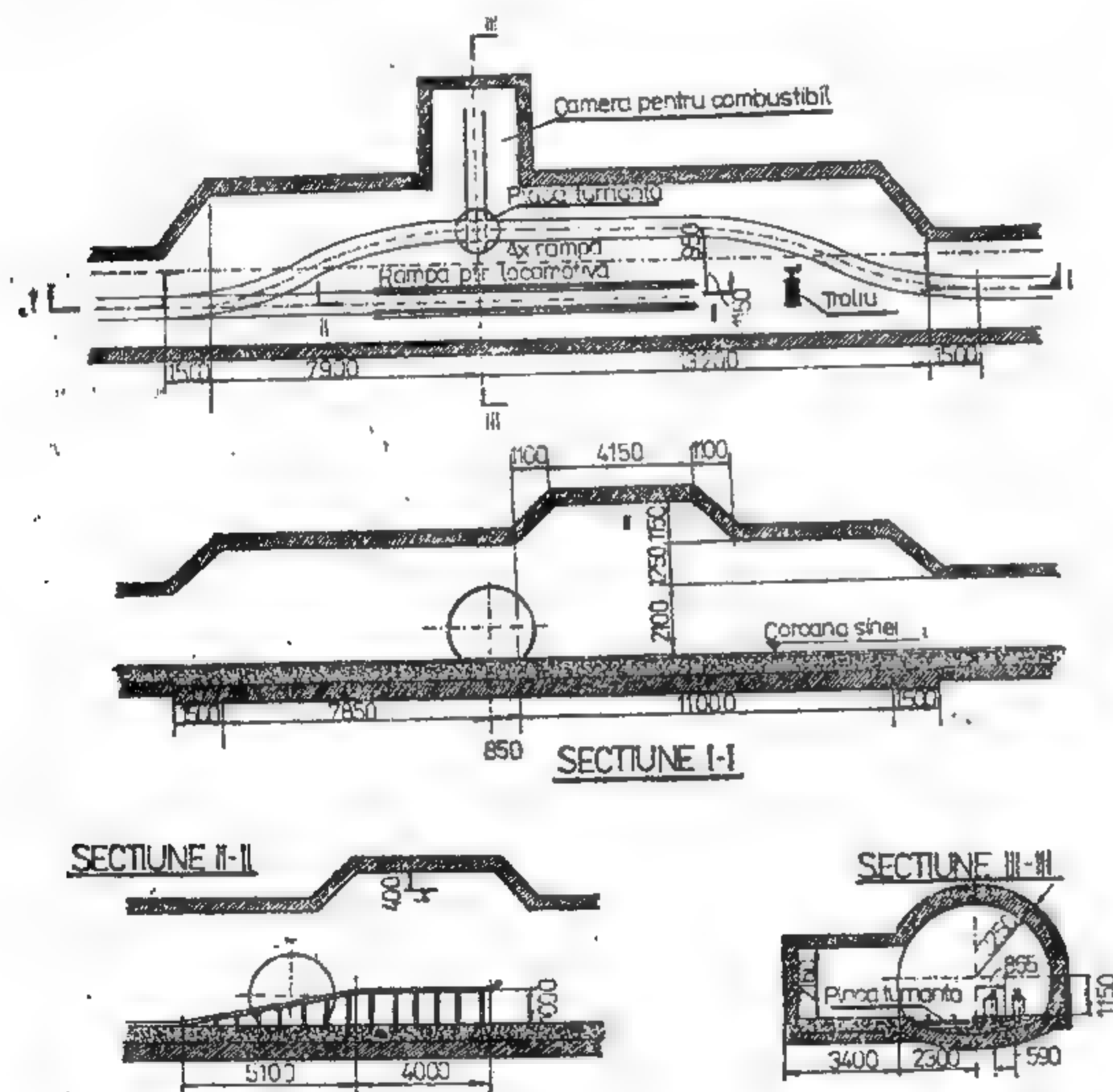


Fig. XIX. 269. Garaj subteran pentru locomotive Diesel.

Tehnologia de execuție a remizei în zona de suprainălțare este redată prin cinci faze de lucru (fig. XIX.270).

În faza I-li se execută galeria înaintașă susținută cu armături metalice culisante de tipul TH, formate din trei cadre, stâlpii fiind sprijiniți pe tropane.

În galerie se montează grinzi dispuse longitudinal, susținute de stâlpi și întărite cu stringători. Pe partea superioară a cadrului se construiește un pod din dulapi de lemn, de pe care începe lărgirea bolții galeriei, după ce s-a răpît grinda armăturii metalice (faza II). Spațiul lărgit se susține cu cintre metalice care se sprijină pe grinzi longitudinale prin stringători. După susținerea provizorie a tavanului începe lărgirea peretilor.

În faza III-a se montează cintrele și cofrajele de betonare. Cintrele se sprijină de cadrul provizoriu din lemn prin stringători și de cintrele de lărgire prin popici,

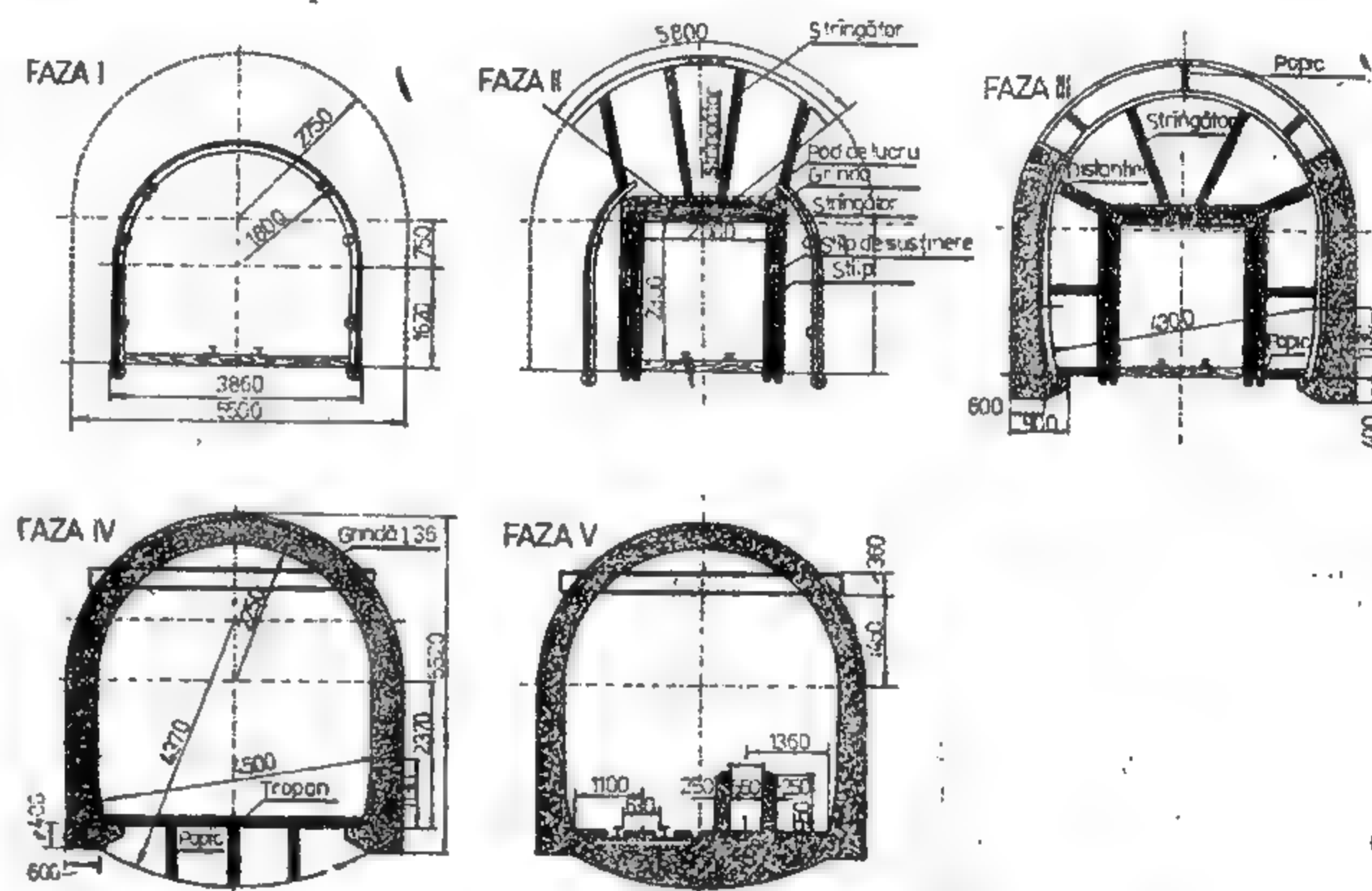


Fig. XIX.270. Tehnologia executării remizei de locomotive.

astfel că formează o susținere rigidă pentru cofrajele de betonare. Betonarea începe de la vatră și se termină cu închiderea bolții, după ce în prealabil a fost montată grinda care susține macaraua.

După întărirea betonului se răpește susținerea provizorie din lemn și calea ferată și începe lărgirea vetrei (faza IV).

Betonarea estacadei locomotivei se face simultan cu betonarea vetrei, cofrajale fiind montate pe tropane care se sprijină de peretii galeriei.

5.9.4. STAȚII DE TRANSFORMATOARE

Din considerente funcționale și de exploatare echipamentele electrice de înaltă și joasă tensiune se amplasează în subteran, cât mai aproape de locurile de muncă mari consumatoare de energie electrică.

Lucrările miniere aferente stației se dimensionează astfel ca să se asigure condiții optime de manevră, montare și exploatare a utilajelor din stație. Ele constau

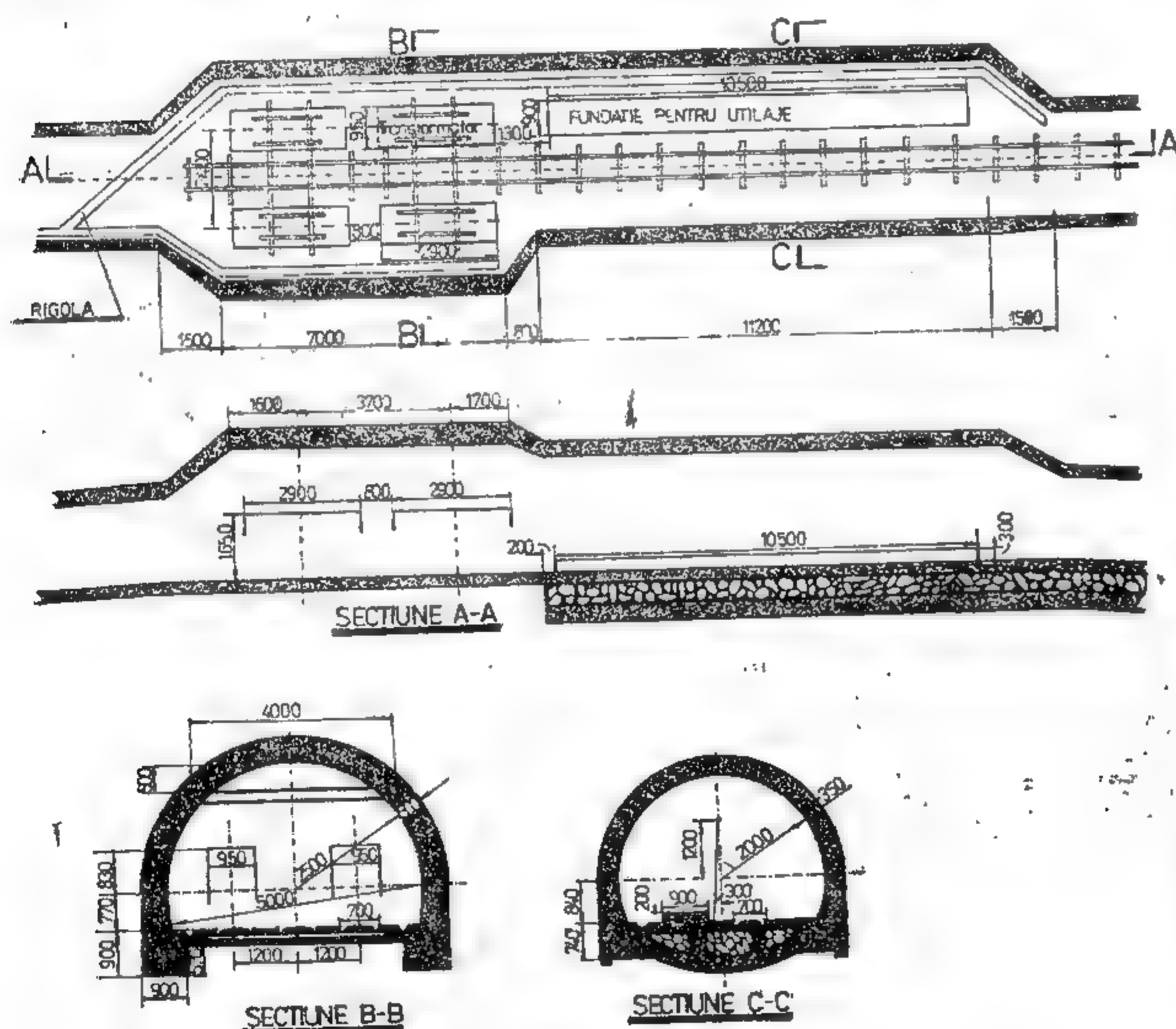


Fig. XIX.271, Stație de transformatoare.

din două galerii de acces, camera transformatoarelor și camera întrerupătoarelor pentru celule antigrizutoase și antideflagrante.

Profilele galeriilor de acces și a camerelor sunt tipizate.

Camera transformatoarelor se execută cu profil de rampă, iar camera intrerupătoarelor cu profil de galerie dublă, în ambele cazuri vetrele se betonează pe toată

suprafață. În vatră sînt amenajate canale pentru pozarea cablurilor, acoperite cu plăci prefabricate din beton armat. Nivelul vtrei camerelor este mai sus decît nivelul vtrei galeriilor din apropiere cu 0,3—0,4 m, pentru a evita o eventuală inundație ce s-ar putea produce în jurul stației. Pentru colectarea apelor de infiltrație, în vatra camerelor se practică rigole cu vărsare în canalul de scurgere al apelor din galeria de acces.

Detaliile constructive ale lucrărilor miniere sînt redată în fig. XIX: 271.

Stația este echipată cu patru transformatoare, celule de înaltă tensiune și cofrete de joasă tensiune. Transformatoarele sînt dispuse simetric față de axa lucrării miniere, pe suporturi confecționați din șine. Așezarea transformatoarelor pe suporturi se realizează prin intermediul unui palan cu melc prevăzut cu cărucior de rulare cu capacitate de 3,2 t. Calca de rulare este încastrată în lucrarea minieră, perpendicular pe axa galeriei, o grindă putînd fi utilizată pentru deservirea a două transformatoare.

Celulele de înaltă tensiune se montează pe o fundație de beton ridicată deasupra
vetrei galeriei cu 0,3 m, dispusă de-a lungul unei laturi a lucrării miniere.

Cofrajele de joasă tensiune se montează pe suporturi metalice fixați în vatră, respectiv în peretele galcriei.

Accesul în camera stației se realizează prin două uși metalice prevăzute cu obloane și închizătoare.

În stația de transformatoare vor mai găsi loc lăzile metalice pentru materialele inflamabile și cele pentru protecție împotriva incendiilor.

5.9.5. STATII SE EVACUARE A APELOR

Apele de infiltrație și cele provenite de la rambleu sînt dirijate p rin canale în bazine de colectare, de unde se evacuează la zi sau în bazinele de la orizonturile superioare, cu ajutorul unor pompe puternice.

Instalațiile miniere de evacuare a apelor sînt compuse din bazine de colectare și stații de pompe. Se împart în instalații centrale, care sînt dimensionate pentru evacuarea întregului debit de ape subterane și instalații auxiliare, pentru evacuarea apelor din lucrările miniere situate sub orizontul principal de transport.

Stația centrală de evacuare a apelor se plasează lângă puțul principal al minei, fiind legată de ramura vagonetelor pline a galeriilor de ocol prin două galerii de acces.

O stație centrală se compune dintr-o cameră a pompelor, de obicei două bazine de colectare al apelor, un puț de distribuție, un canal de aducțiune, o suitoare de refulare și mai multe galerii și suitori de legătură dintre construcțiile principale.

Bazinele de colectare a apelor, respectiv de decantare a materialului în suspensie, au vatra cu 4—5 m sub nivelul vetei camerei pompelor. Ele sînt dispuse simetric pe ambele părți a camerei pompelor și au o cădere de 1—2‰ spre putul de distribuție.

Capacitatea minimă a bazinelor trebuie să corespundă debitelor apelor de infiltrație pe timp de 12 ore la afluență normală. Pentru ca să se împiedice pătrunderea unor materiale mai mari în bazinele de colectare, în canalul galeriei de acces a apelor se montează un grilaj metalic care se curăță periodic.

Bazinele de decantare trebuie astfel amplasate ca să se permită curățirea lor, cel puțin o dată la 6 luni, de nămolul depus pe vatră. Pentru curățire se întrerupe accesul apelor în bazin, iar nămolul se încarcă în vagonete sau într-un schip special, care pe timpul curățirii (sifonării) se montează în locul uneia din colivile puțului. În cazul cînd pentru evacuarea nămolului se folosesc vagonete, accesul la bazine se face

prin plane înclinate deservite de cîte un troliu. Nămolul este diluat prin hidromoni-toare și pompat cu pompe de noroi în vagonete, sau se încarcă mecanic cu mașini de încărcat sau cu screpere.

Cînd instalațiile miniere de evacuare a apelor sînt amplasate lângă puțurile auxi-liare pe care transportul se face cu colivii ușor de înlocuit cu schipuri, evacuarea nămolului se poate face prin sifonare. În acest caz sub cota orizontului, la circa 14—16 m, se sapă o rampă de sifonare care este legată de bazinele de colectare a apelor printr-un sistem de suitori cu înclinare mare, pe care sînt montate tuburi cu diametrul de minimum 300 mm. Noroiul de pe fundul bazinului, diluat cu apă pentru a fi adus în stare de curgere, pătrunde în conducta de sifonare prin absorbție și de acolo în schip, cu care este adus la suprafață.

Parametrii de săpare a bazinelor de evacuare a apelor se determină în funcție de debitul apelor de infiltrație. În fig. XIX.272 este reprezentată o stație principală de evacuare al apelor construită pentru o mină cu o capacitate anuală de producție de 1 milion de tone și cu un debit relativ al apelor de infiltrație de 1 m³/t. Debitul pe oră va fi:

$$Q_t = \frac{1 \cdot 1\,000\,000}{365 \cdot 24} = 114 \text{ m}^3/\text{h}$$

Pentru a se putea înmagazina o cantitate de apă de infiltrație pe timp de 12 ore, este necesar de realizat un bazin cu un volum de

$$V = 12 \cdot Q_t = 12 \cdot 114 = 1\,368 \text{ m}^3, \quad (5.124)$$

Din „Albumul cu profile tipizate” s-a ales pentru bazin un profil circular zidit (GDZ—9,7), cu o secțiune liberă de 11,35 m². Deoarece în bazin se va decanta pe parcurs și sterilul fin antrenat de apele de infiltrații, suprafața utilă a profilului s-a redus cu 20%, ajungînd la 9,08 m².

Lungimea totală a bazinului a fost calculată cu relația:

$$L = V/S = 1\,368/9,08 = 150 \text{ m} \quad (5.125)$$

S-a prevăzut construirea a două bazine cu o lungime de 75 m, pentru a se putea asigura curățirea lor succesivă.

Camera de pompe este așezată paralel cu cele două bazine, avînd instalate trei agregate de pompe, împreună cu tot aparatul necesar acționării lor ca: motoare, transformatoare, întrerupătoare, conducte etc.

Camera este legată de circuitul puțului prin două intrări deoarece depășește lungimea de 10 m. Conform normelor departamentale de protecție a muncii, vatra came-rei pompelor este ridicată cu 0,5 m deasupra vetrei galeriilor care colectează apele în bazinele stației, iar postamentul pompelor este situat cu 0,5 m deasupra podelei camerei. Pompele se instalează într-un singur rînd, paralel cu latura lungă a camerei, în jurul lor trebuind să existe un spațiu liber de cel puțin 0,8 m necesar reviziei sau reparațiilor.

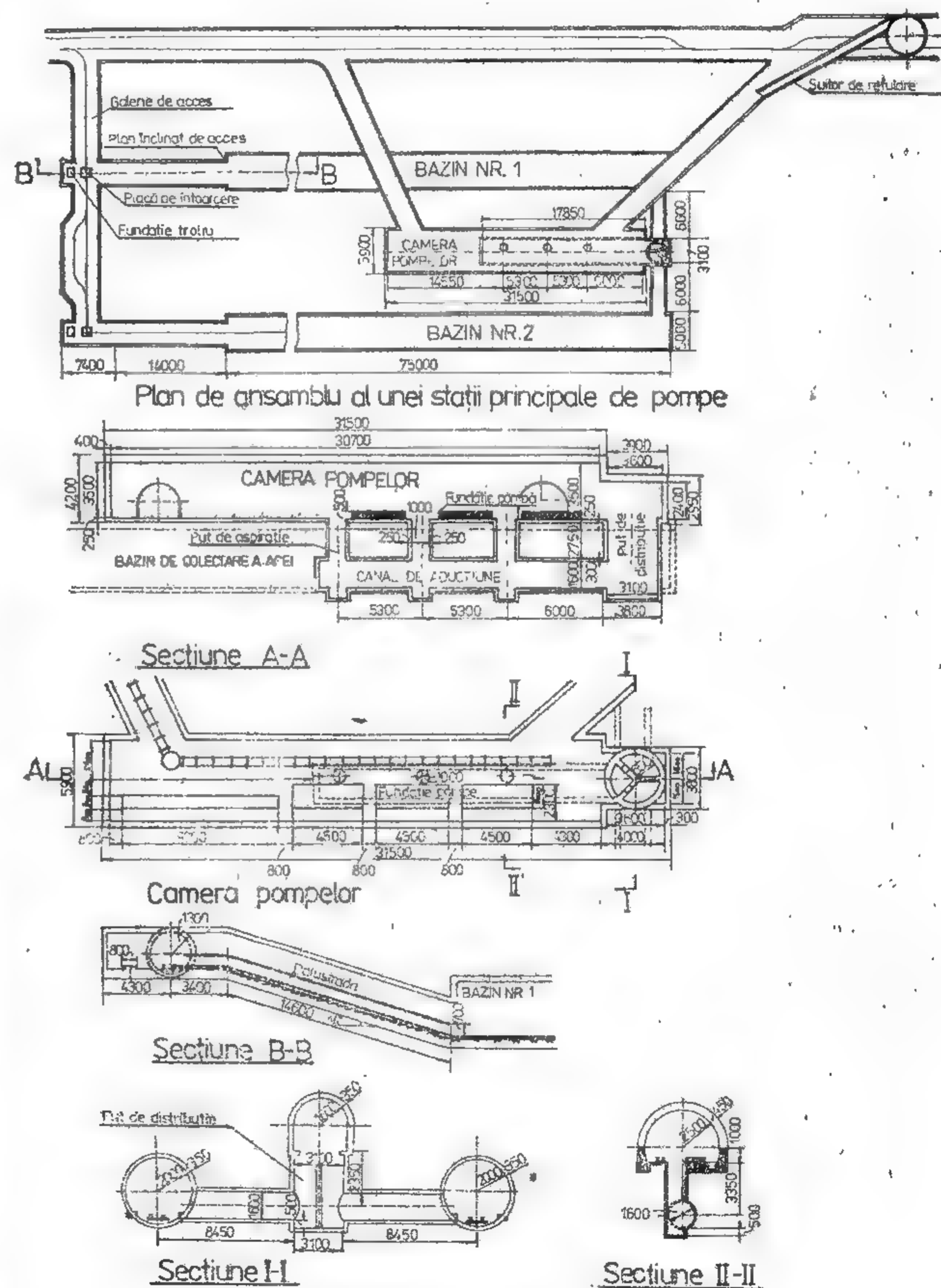


Fig. XIX.272. Stație principală de evacuare a apelor.

Dimensiunile camerei de pompe se determină în funcție de fundațiile utilajelor, spațiile libere dintre ele, ecartamentul căii ferate, precum și de înălțimea necesară montării grinzilor suport pentru scripetii sau macaralele ce servesc la ridicarea și mutarea pompelor în timpul montării lor.

La o distanță de 5–6 m sub vatra camerei pompelor se execută canalul principal de aducțiune care colectează apele provenite din bazinele laterale, prin intermediul puțului de distribuție. Canalul de aducțiune este legat de camera pompelor prin trei suitori verticale denumiți *puțuri de aspirație*, prin care apele sunt absorbite de sorburile celor trei pompe centrifuge.

La capătul bazinelor, în partea opusă galeriei de acces, se găsește puțul de distribuție care are trei compartimente perfect izolate, datorită a trei pereți verticali dispuși la 120° unii de alții. Doi din pereții puțului de distribuție, care închid comunicația între canalele colectoare ale bazinelor și canalul colector principal, sunt prevăzuți cu orificii, prin care sunt introduse tuburi, cu diametrul de 500 mm, obturate cu ventile.

Camera pompelor este legată direct de puțul principal cu o suitoare cu profil circular prin care apa condusă în tuburi ajunge la puț și de acolo la suprafață.

Circulația apelor prin stația de evacuare din fig. XIX.272 se realizează astfel: Apele colectate la orizontul principal, în canale deschise construite cu o pantă potrivită ($5-7\text{‰}$), sunt conduse în circuitul puțului, ramura plinelor, de unde prin galeria și planul inclinat de acces pătrund în cele două bazine (nr. 1 și 2), în același timp, în mod obișnuit, sau separat când unul din bazine este în curățire. Dirijarea apelor se realizează prin obturarea, după necesități, a canalelor cu ajutorul unor șubere, montate unul în galeria de acces, iar celălalt în rampa planului de acces la bazinul nr. 1. În bazine, datorită pantei reduse ($1-2\text{‰}$), apele au o circulație foarte lentă și depun în mare parte impuritățile. În continuare apele, prin puțul de distribuție, pătrund în canalul de aducțiune de unde prin sorburile uneia din cele trei pompe sunt absorbite și apoi evacuate la suprafață prin traseul suitoare de refulare și puț principal.

Curățirea bazinelor se face periodic și alternativ, evacuarea nămolului realizându-se cu vagonete. Pentru aceasta galeria de acces și planele inclinate la bazine sunt prevăzute cu cale ferată, care continuă și în interiorul bazinelor. În pereții galeriei de acces, în dreptul planelor inclinate la bazine, există câte o nișă prevăzută cu un troliu pentru ridicarea vagonetelor pline cu noroi din bazine. Vagonetele sunt garate în galeria de acces care, pe o porțiune, este prevăzută cu o secțiune dublă.

Instalațiile auxiliare de evacuare a apelor se construiesc la nivelele inferioare orizonturilor de transport sau când debitul apelor de infiltrație este redus.

Se compun dintr-o cameră a pompelor și un bazin sau jomp legat direct de aceasta. Capacitatea bazinului se calculează după cantitatea de apă de infiltrație ce se adună în decurs de 12 ore. În fig. XIX.273 este prezentată o stație auxiliară de evacuare a apelor, dimensionată pentru un debit al apelor de infiltrație de $3,5 \text{ m}^3/\text{h}$.

Camera pompelor este o galerie cu profil dublu echipată cu două grupuri de pompe, montate împreună cu motoarele de acționare pe câte o fundație situată la 0,5 m deasupra vetrei camerei. Dimensiunile în plan ale camerei rezultă din dimensiunile agregatelor și spațiile libere obligatorii. Axele grupurilor de pompare sunt paralele și echidistante față de axa camerei, distanța dintre ele fiind de 1,7 m.

Pentru montarea grupurilor de pompare, în tavanul camerei există montată o grindă metalică din profil I-22, pe care rulează un cărucior de care este suspendată macarana cu care se ridică utilajul de pe mijlocul de transport pe fundație.

Bazinul de acumulare a apei constă dintr-o lucrare minieră verticală cu profil circular, cu adâncimea de 5,7 m, legată de transversala puțului prin

două canale de colectare a apelor. Bazinul are două compartimente despărțite printr-un perete, cu scopul dirijării apelor în perioada când unul dintre compartimente este în curățire. Fiecare compartiment al bazinului este prevăzut cu o scară metalică pentru a asigura accesul până jos. Bazinul este acoperit pe o jumătate de secțiune cu un planșeu de beton armat, iar pe cealaltă jumătate cu o tablă metalică prevăzută cu uși de acces.

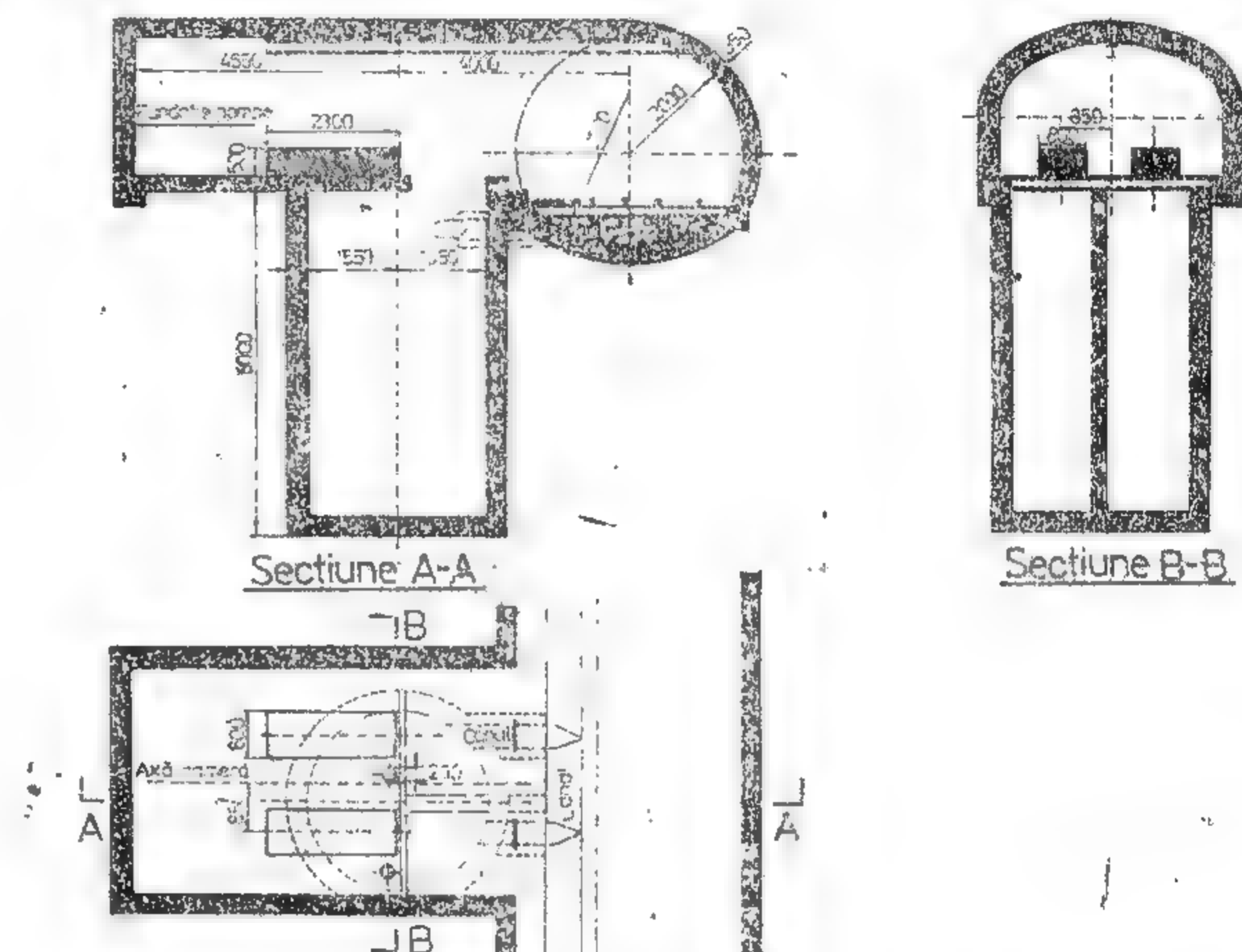


Fig. XIX.273. Stație secundară de evacuare a apelor.

Canalele de scurgere a apei în bazin sunt prevăzute cu șubere a căror ramă este încastrată în beton. În canalul galeriei de acces, în amonte de stația de pompe, există montat un grătar metalic pentru reținerea diferitelor materiale antrenate de ape.

Urmărirea nivelului maxim al apei în bazine se face cu ajutorul indicatoarelor de nivel, montate în fiecare compartiment al bazinului. Acestea semnalizează acustic și optic umplerea bazinelor.

5.9.6. SILOZURI SUBTERANE

Minele moderne de cărbune se caracterizează, printre altele, prin concentrarea producției în abataje de mare capacitate, înzestrate cu utilaje cu un grad înalt de complexitate. Volumul sporit de producție ce se realizează pe această cale presupune asigurarea unui transport continuu, ce nu se poate realiza întotdeauna, datorită întreruperilor cauzate de starea utilajelor. În astfel de cazuri, pentru a nu opri funcțio-

narea abatajelor, în flux se intercalează silozuri tampon pentru stocarea producției. Silozurile se dimensionează la nivelul producției unui schimb și se amplasează, de obicei, în centrul de greutate al sectorului, între galeria de bază a orizontului productiv și orizontului principal de transport.

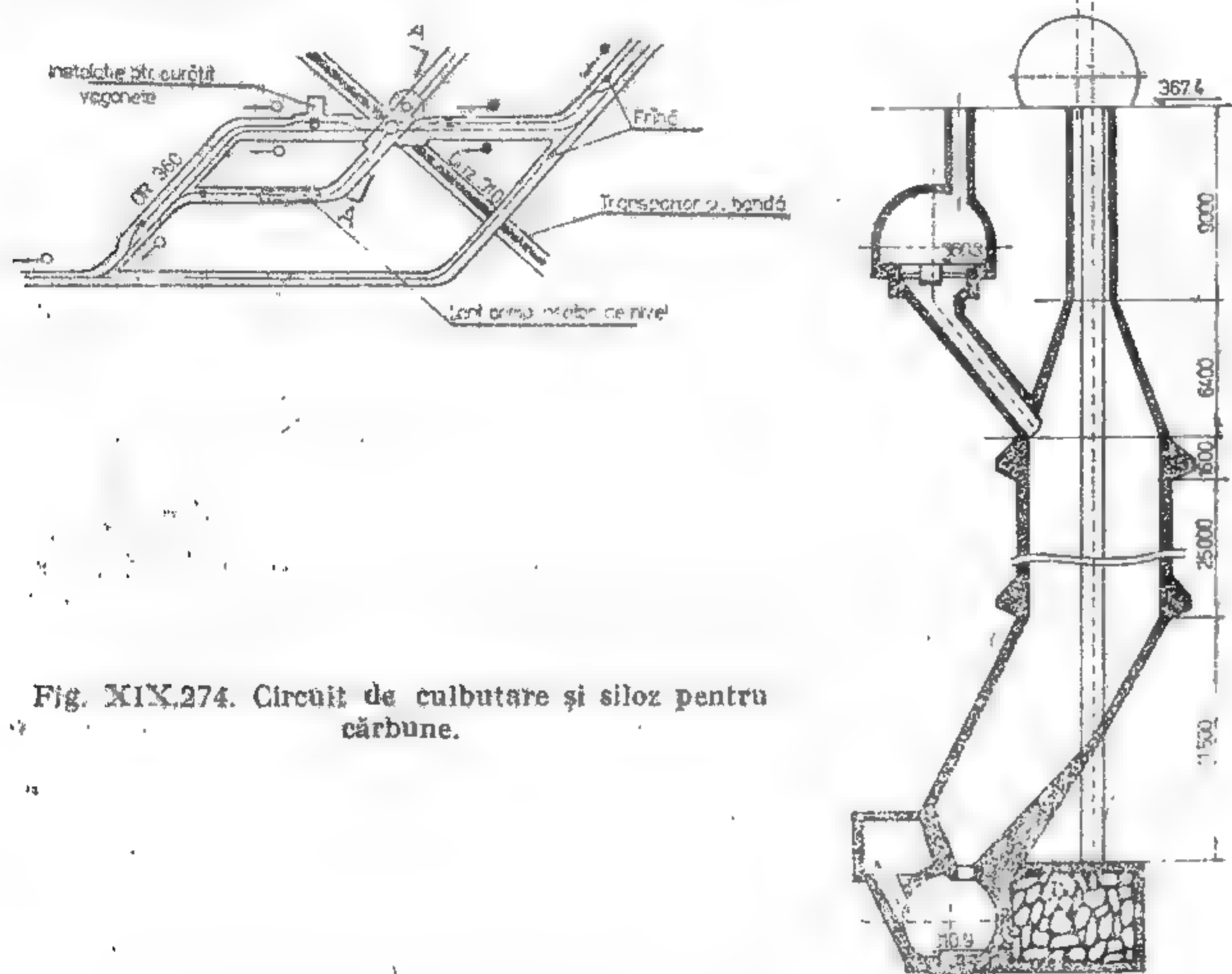


Fig. XIX.274. Circuit de culbutare și siloz pentru
cărbone.

În fig. XIX.274 și XIX.275 este reprezentat un siloz de cărbune de la o mină din Valea Jiului, amplasat într-un circuit construit special pentru acest scop la orizontul 360.

Circuitul este prevăzut cu împingătoare în ramura plinelor, cu un culbutor situat deasupra gurii laterale a silozului și un dispozitiv de curățit vagonete în ramura goalelor (fig. XIX.276). Cărbunele rezultat în urma curățirii vagonetelor este transportat pe o bandă de cauciuc, montată într-un plan înclinat scufundat în vatra galeriei, pînă la siloz.

Silozul are o capacitate de 1 200 t, fiind prevăzut la partea superioară cu o ramificație prin care cărbunele culbutat din vagonete și cel rezultat de la instalația de curățit vagonete este introdus în siloz.

Pentru construirea silozului s-a executat în prealabil o suitoare verticală armată în desis, prevăzută cu două secții: una pentru evacuarea sterilului, iar cealaltă pentru aeraj, transportul materialelor și circulația personalului.

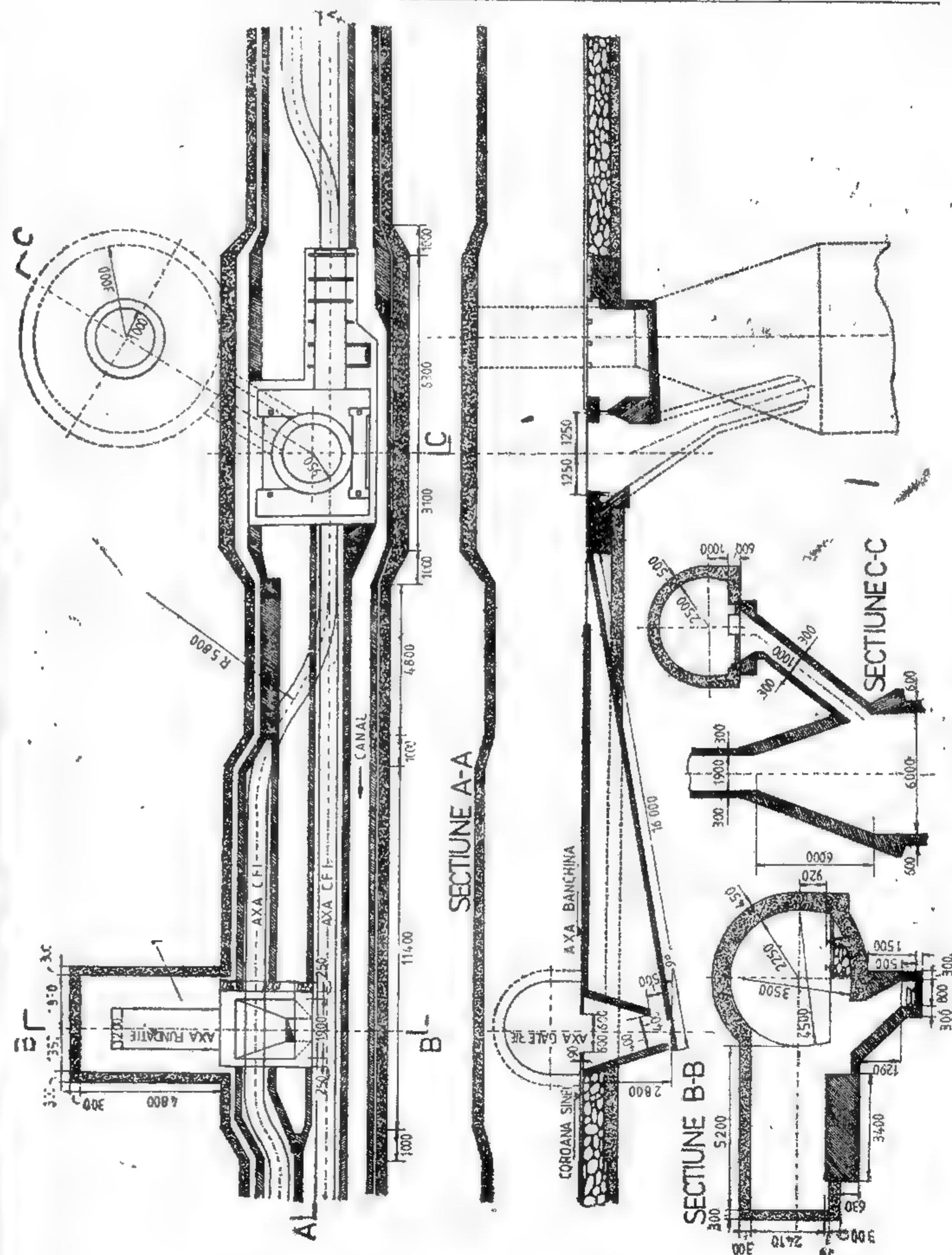


Fig. XIX.275. Circuit de culbutare al unui siloz :

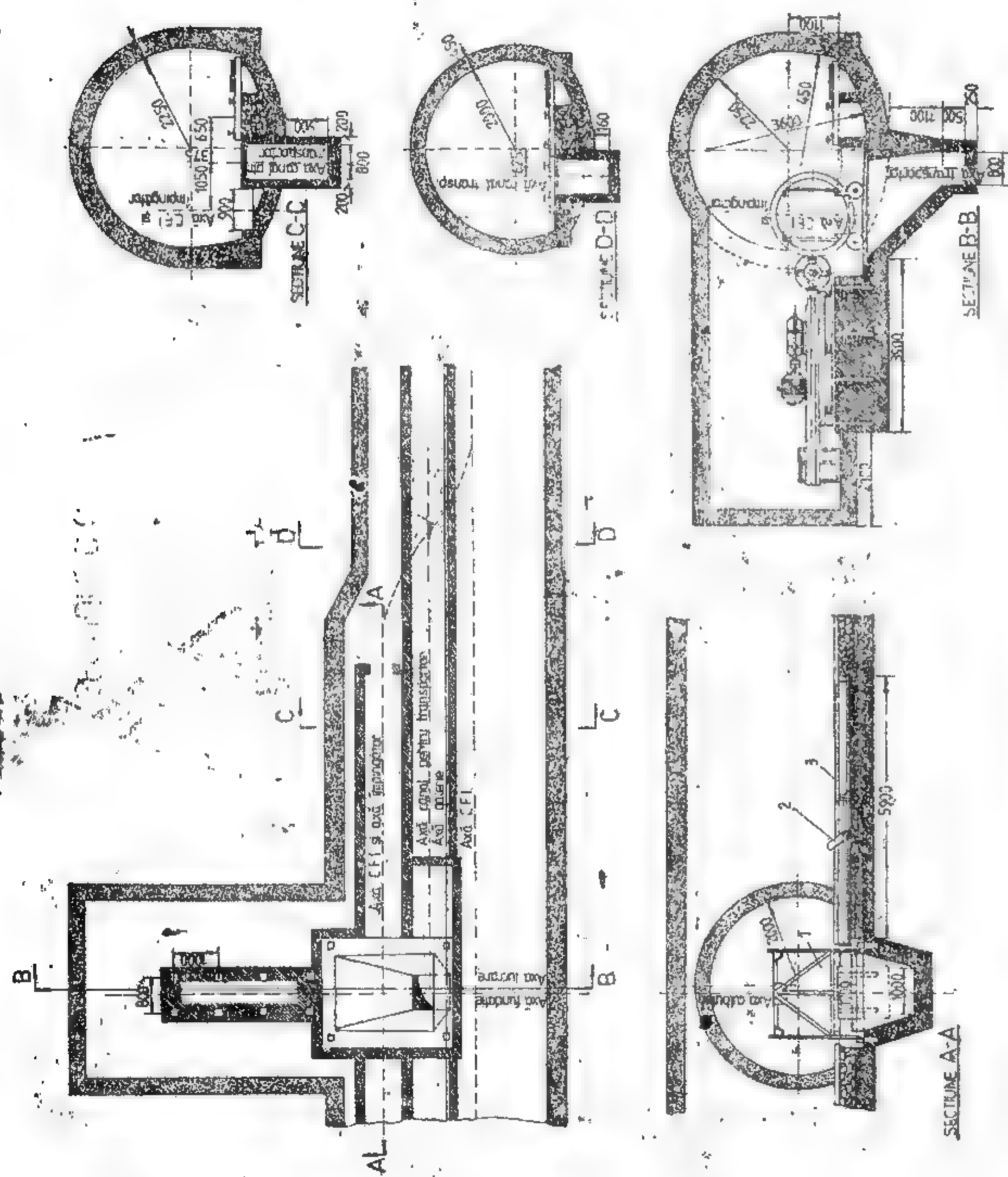


Fig. XIX.276. Camera instalației pentru curățit vagonete:

1 — culbuter; 2 — instalație pentru împins vagonete; 3 — scara șinei.

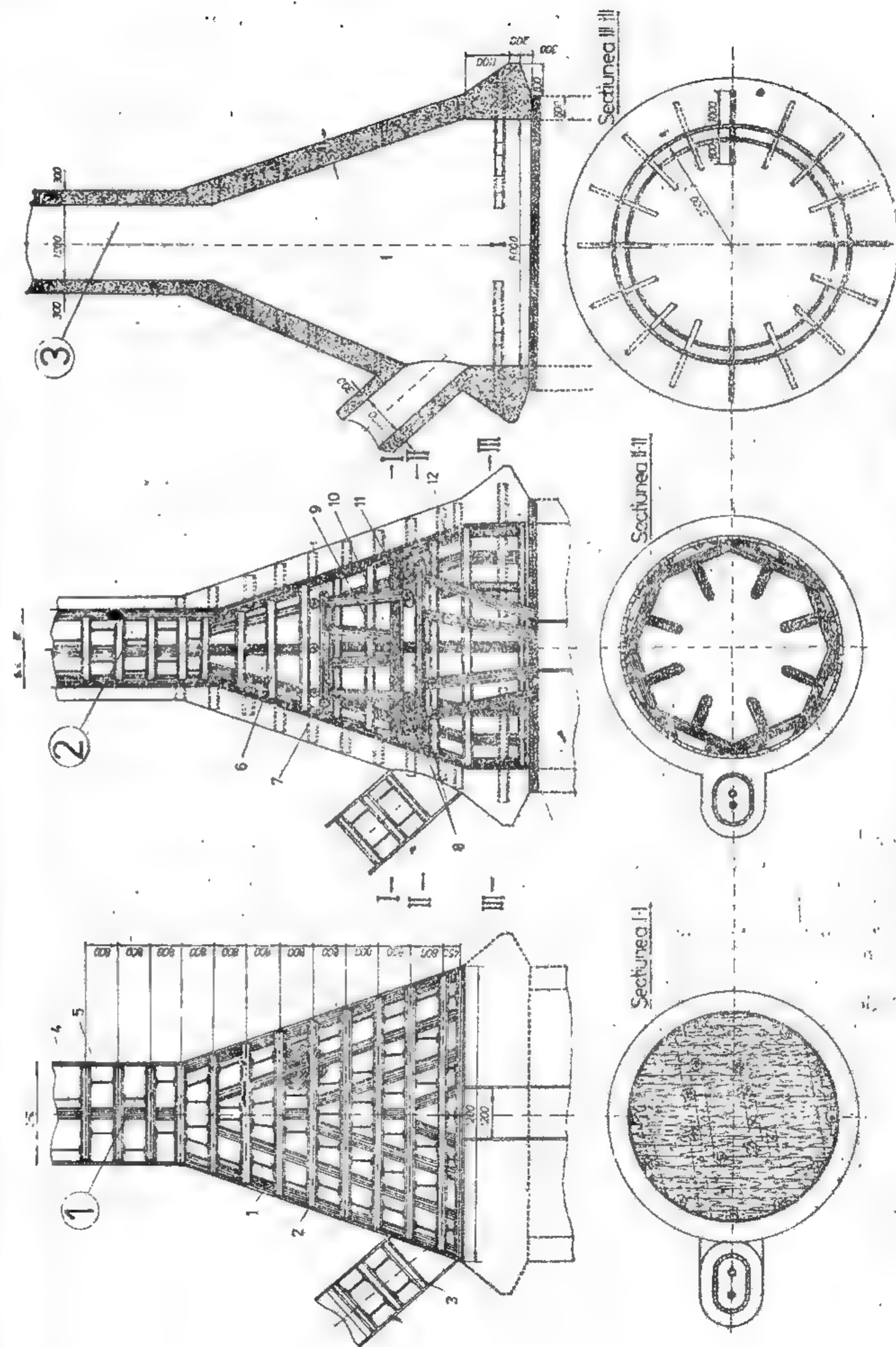


Fig. XIX.277. Tehnologia de lărgire și betonare a cupolei silozului:

1 — câmpușeală plasă de sîrmă; 2 — cîntă de săpare; 3 — cîntă de săpare suitoare; 4 — vîrlig B; 5 — cîntă de betonare; 6 — cîntă de betonare; 7 — cobaj de dulapi; 8 — susținere poligonală; 9 — tropan; 10 — pod din dulapi 17 — stringători din jumătăți; 12 — stîlp.

Lărgirea suitorii la profilul definitiv al silozului se face în două etape: în prima etapă (fig. XIX.277) se lărgeste și se betonează cupola, iar în etapa a doua corpul silozului și pilnia de evacuare.

Săparea cupolei se face de sus în jos, lucrările de lărgire fiind începute din suitoare prin metoda perforare-impuscare. Evacuarea sterilului se face pe suitoare, la

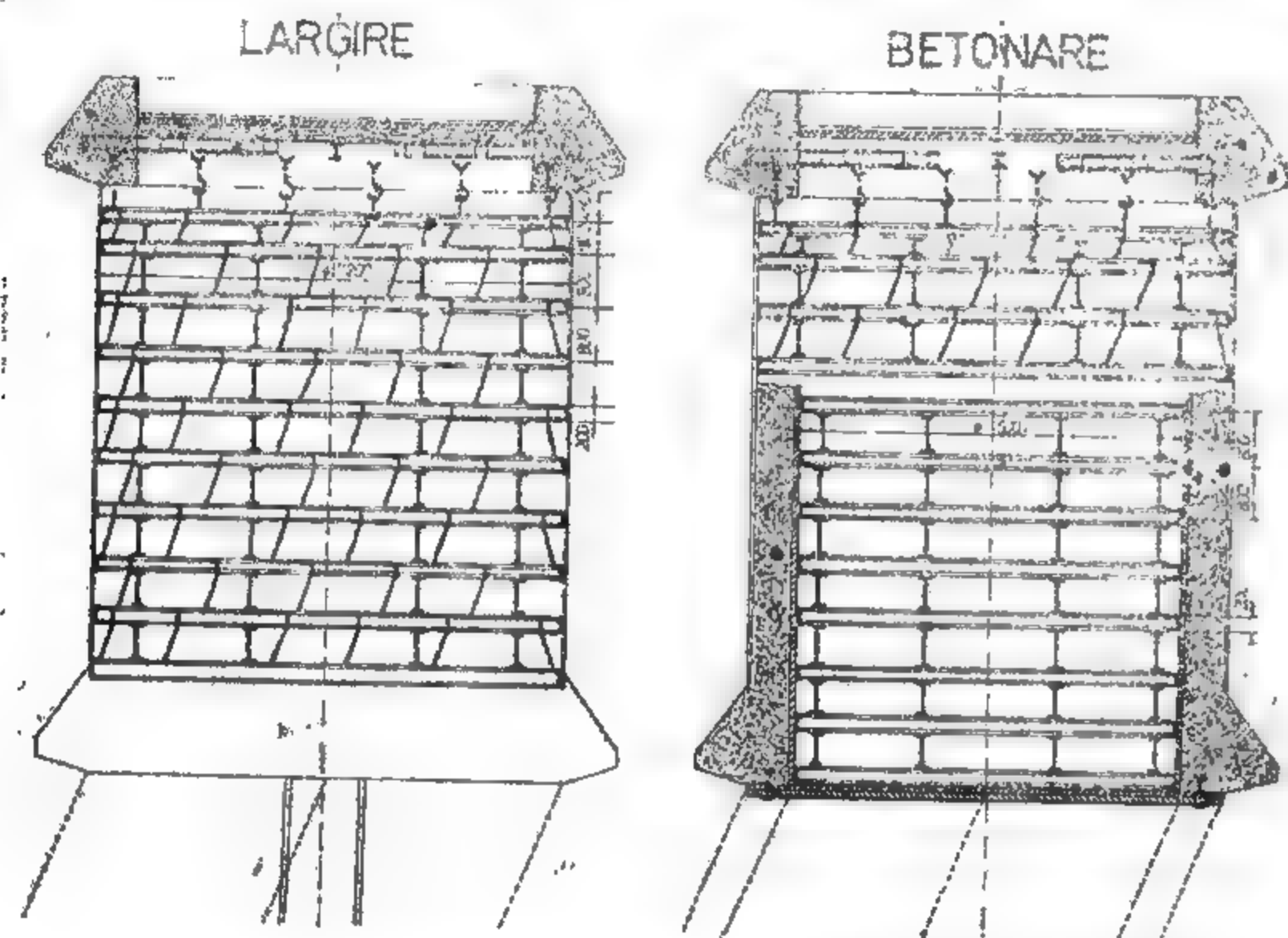


Fig. XIX.278. Tehnologia de lărgire și betonare a silozului.

gura căreia, pe toată secțiunea, se fixează un grătar pentru a împiedica accidentările prin cădere. Pe măsura lărgirii pereților laterali ai silozului, pentru susținerea zonei se introduc cintre din oțel U, dispuse la o distanță de 0,8 m unele de altele, prinse cu cirlige și întărite cu armături de lemn, ce formează și suportul plaselor de sirmă care înlocuiesc bandajele. La baza cupolei se construiește un picior de sprijin care se lărgeste în mod identic.

În continuare se montează cintrele de betonare care se susțin cu stilpi de lemn. Rigiditatea cintrelor se realizează cu o susținere poligonală pe care, din loc în loc, se montează poduri mobile confecționate din dulapi, care se mută odată cu ridicarea pereților de beton. Lucrările de betonare încep de la nivelul piciorului de sprijin, cu avansare de jos în sus, betonul fiind coborât pe o țevă cu Ø100 mm. Cintrele de lărgire nu se rănesc, ele contribuind la întărirea pereților.

În faza a doua se lărgeste și se betonează corpul silozului (fig. XIX.278) care se sprijină, de asemenea, pe un picior de sprijin. Înainte de începerea lucrărilor se montează un pod de protecție pe vatra cupolei, susținut de grinzi cu profil I. Lucrările de lărgire încep tot din suitoarea verticală și se avansează de sus în jos. Cintrele de lărgire și ulterior cele de betonare, având același diametru, se așază unele peste altele, astfel

că nu mai este necesară montarea unor susțineri suplimentare din lemn, ca în cazul cupolei.

În partea inferioară a silozului, care se execută tronconic, se montează dispozitivul de evacuare, o confecție metalică prevăzută cu închizător acționat mecanic sau manual.

Pentru protejarea pereților silozului și a închizătorilor, în cursul descărcării silozului va rămâne totdeauna o pernă de cărbune cu înălțimea de 2-3 m.

5.9.7. CONSTRUCȚII SUBTERANE DE ÎNCĂRCARE A SCHIPURILOR

Pentru încărcarea schipurilor se folosesc silozuri subterane așezate chiar lângă puțul de extracție, în care se înmagazinează substanța utilă adusă cu vagonete sau cu transportoare cu benzi până în rampa puțului. Lucrările miniere care asigură încărcarea schipurilor se compun din camera dozatoarelor, silozul propriu-zis, camera de desfundare și galeria de acces cu profil de rampă, în care este instalat culbutorul, când transportul substanței utile se face cu vagonete. În acest caz, în circuitul puțului se amplasează și instalația de curățit vagonete, deoarece acestea, fiind utilizate numai între abataje și rampă puțului, rămân permanent în subteran.

La dimensionarea și amplasarea silozului se iau în considerare următoarele criterii:

- producția zilnică a minei;
- felul transportului;
- gradul de unezeală și tendința de cimentare a substanței utile;
- tăria și granulația substanței minerale utile;
- tăria și stabilitatea rocilor înconjurătoare.

În minele din Valea Jiului se construiesc, în funcție de tăria rocilor înconjurătoare, silozuri verticale sau înclinate cu stîlp de rocă între puț și siloz.

Un siloz cu capacitatea medie este redat în fig. XIX.279. În ordinea executării, construcțiile miniere care constituie complexul de însilozare sînt următoarele:

Camera dozatoare. Sub silozul tampon pentru cărbune s-au prevăzut două camere suprapuse, în care se vor monta utilajele de transport și înmagazinare a cărbunelui ce se încarcă în schip, la o singură cursă.

În camera superioară (secțiunea D-B) este prevăzută instalarea a două benzi metalice pentru transportul cărbunelui din siloz în dozator, iar în camera inferioară se vor monta două dozatoare cu o capacitate de 8 t fiecare, care corespund cu capacitatea unui schip.

Tehnologia executării camerelor de dozare este aceeași ca și a camerelor de dimensiuni mari. După ce în puțul de extracție s-au construit două poduri fixe care încadrează viitoarele camere de dozare, din puț se atacă camera superioară, cu o galerie cu profil simplu susținut cu arce metalice. Din această galerie se pornește o suitoare care urmează să se lărgască la profilul definitiv al silozului.

Lărgirea și betonarea camerei superioare se execută în trei faze:

- În prima fază se lărgeste și se betonează porțiunea camerei de lângă puț pe o lungime de circa 5 m. Pe primii 3 m această porțiune va avea și picior de sprijin în vederea asigurării săpării camerei inferioare. Sterilul rezultat de la săpare și lărgire se evacuează la suprafață printr-o chiblă montată pe un cărucior, platformă, ca să poată urmări cu ușurință frontul de lucru.

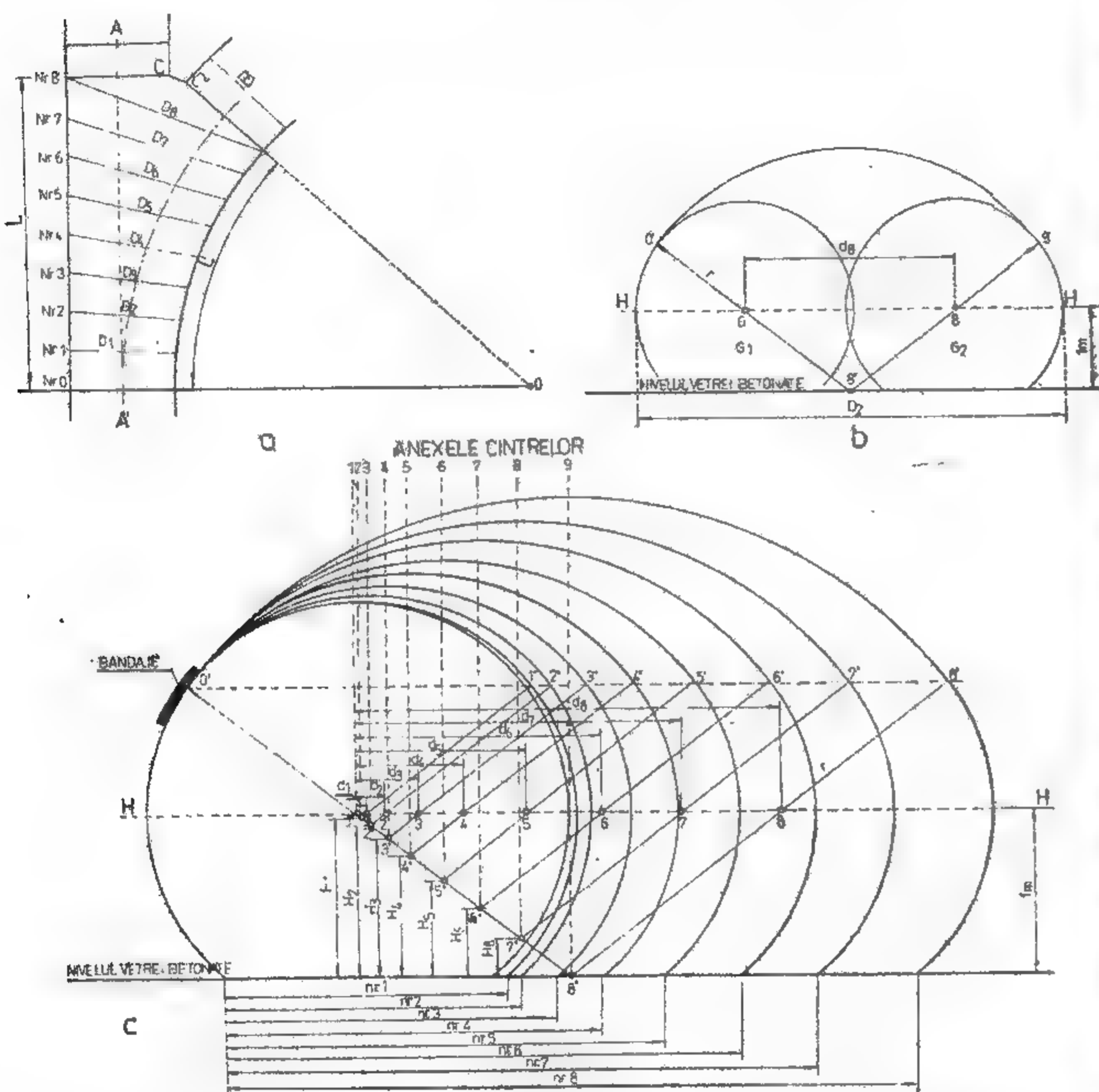


Fig. XIX.280. Racordarea unei galerii circulare cu tavanul în formă de boltă. va fi centrul boltii. Prolungind segmentele $s''o$ și $s''s$ până la pereții galeriilor G_1 și G_2 se obțin punctele θ și s' care indică începutul și sfârșitul boltii cintrei nr. 8.

Conturul celorlalte cintre (fig. XIX. 280, c) se determină astfel: pe axa HH se fixează centrele de curbă $1 \dots 7$ la distanțele $d_1 \dots d_7$, măsurate din centrul galeriei G . Distanțele $d_1 \dots d_7$ se determină scăzând două raze din proiecția orizontală a cintrei respective ($d_1 = D_1 - 2r$, $\dots d_7 = D_7 - 2r$). Prin centrele $1 \dots 7$ se trasează paralele la raza $s''s'$, obținând pe raza $s''o$ centrele de curbă $1'' \dots 7''$. Deasupra orizontalei $o's$, boltă se trasează din centrele $1'' \dots 7''$, iar sub orizontală, până la vatră, din centrele $1 \dots 7$ cu raza r .

Locul de îmbinare a celor trei curburi se află pe orizontala $o's'$ trasată paralel cu axa HH .

După ce au fost determinate aceste elemente, se construiește fiecare cintă în parte pentru a fi date spre confecționare la atelierul mecanic.

Cu centrul în punctul 7, se trasează un arc de cerc cu raza r , între nivelul vetrei și punctul $7'$, situat pe axa $o's'$. Cu aceeași rază, dar cu centrul în punctele θ , $s' \dots 1$ se trasează celelalte arce. Se mută apoi vârful compasului în centrul $7''$ și cu raza $7''7'$ se trasează boltă cintrei nr. 7. Dacă construcția este corect executată, boltă va fi tangentă cu galeria G_1 în punctul θ' . În mod identic se construiesc în continuare boltile celorlalte cintre. Pentru ca galeria să aibă dimensiunile cerute prin proiect, razele cercurilor G_1 și G_2 vor fi micșorate cu grosimea bandajelor.

În cazul galeriilor cu pereți drepi racordarea se execută în mod identic, cu deosebirea că sub linia HH cintrele au pereți verticali.

Un caz particular de racordare este trecerea de la profilul simplu la profilul dublu sau invers. Trecerile se execută într-o singură parte, menținându-se unul dintre pereți în linie dreaptă, pentru ca să nu trebuiască curbate ambele linii ferate. Și în acest caz proiec-

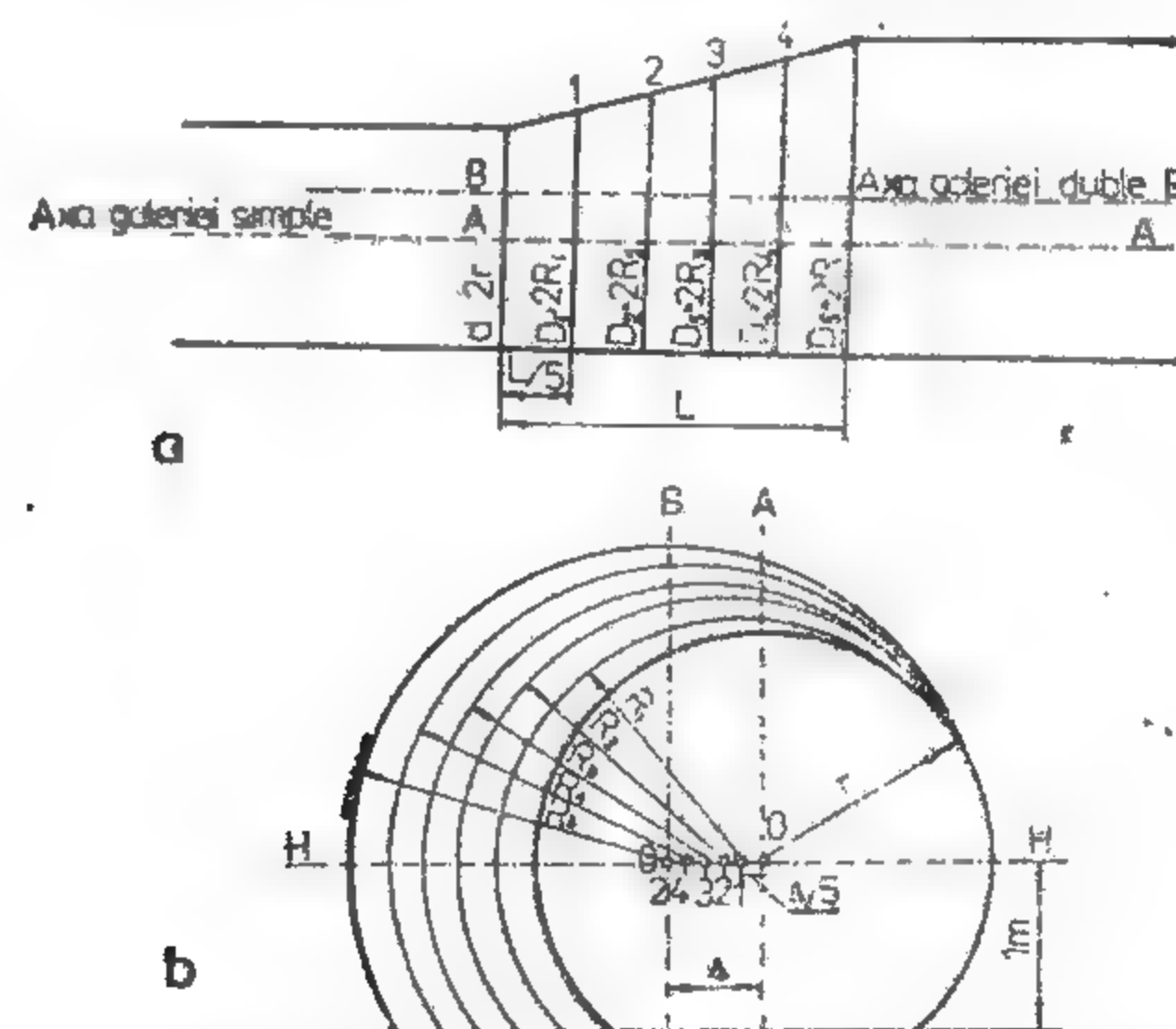


Fig. XIX.281. Proiectarea trecerii de la profilul simplu la profilul dublu.

tarea cintrelor se începe prin construirea secțiunii plane. Pe secțiune se fixează lungimea trecerii (L) care se împarte în segmente egale (fig. XIX. 281, a), determinând proiecția în plan a distanțelor dintre cintrele intermediare D_1 , D_2 , D_3 și D_4 .

Pe secțiunea transversală (fig. XIX. 281, b) se trasează conturul galeriei simple și a galeriei duble, având centrele distanțate cu lungimea Δ . Împărșind distanța $\theta_1\theta_2 = \Delta$ într-un număr de părți corespunzător cu numărul cintrelor trasate pe secțiunea plană, se obțin centrele cintrelor intermediare, respectiv punctele 1, 2, 3 și 4. Pe secțiunea trans-

versală, la 1 m sub axa HH se trasează nivelul vetrei care va limita ciutrele. Cu centrul în punctul I și cu raza R se trasează ciutra nr. 1, în mod identic construindu-se și celelalte ciutre.

5.9.9. PLANUL CALENDARISTIC CU EȘALONAREA ÎN TIMP A CONSTRUCȚIILOR ANEXE DIN JURUL PUȚULUI ȘI DURATA DE EXECUȚIE A ACESTORA

După cum s-a arătat în capitolele anterioare, în jurul puțurilor principale de deschidere se amplasează o serie de construcții miniere care sunt strâns legate de activitatea din subteran dar au tangență și cu suprafața. Numărul și destinația acestor construcții depinde de complexitatea minei și de gradul de mecanizare din subteran.

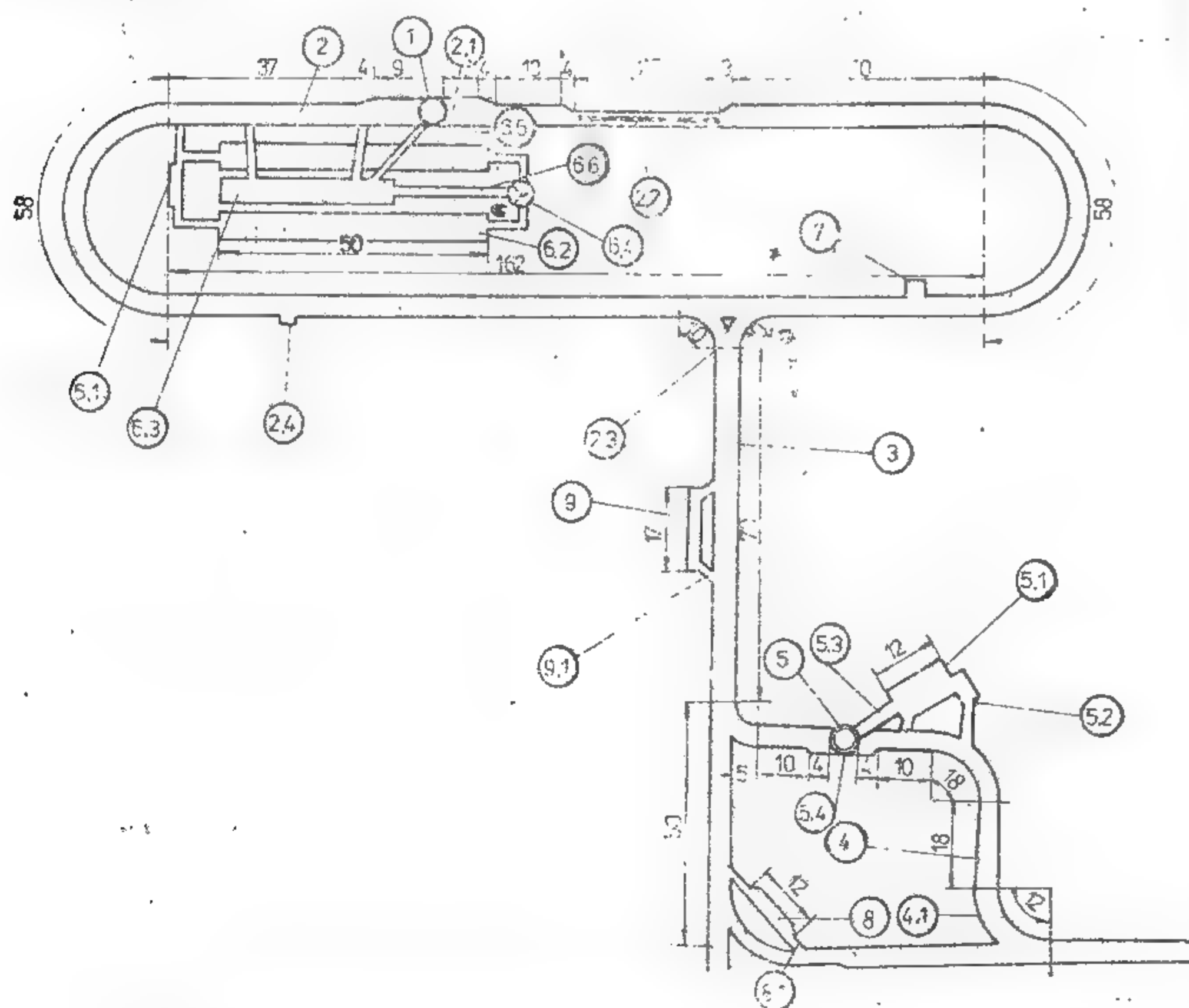


Fig. XIX.282. Construcțiile miniere din jurul unui puț de extracție.

În figura XIX.282 este reprezentat un puț de extracție (1) cu circuitul (2) și transversala (3) de la orizontul principal de transport al unei mine din Valea Jiului. Din transversală se ramifică galeria de ocol (4) a unui puț orb (5), prin care se face deschiderea orizonturilor inferioare. De circuitul și transversalul puțului mai sînt legate construcțiile miniere de deservire:

- instalația principală de evacuare a apelor (6);
- camera pentru mașina de curățat vagoanele (7);
- remiza de locomotive (8);
- stația de transformatoare (9) etc.

Fiecare din aceste construcții principale se compune dintr-unul sau mai multe construcții secundare, cum ar fi galeriile de acces (6.1), bazinele de decantare (6.2), camera pompelor (6.3), puțul de distribuție (6.4), suitoarea de cabluri (6.5) de la o instalație de evacuare a apelor.

Acestea, la rîndul lor, se construiesc în mai multe faze; inițial se execută o lucrare de înaintare, galerie sau suitoare, care ulterior se lărgeste la forma definitivă și se betonează.

În acest mod, pentru întocmirea planului calendaristic cu eșalonarea în timp a executării construcțiilor miniere din circuitul unui puț este necesară defalcarea tuturor lucrărilor în obiective, acestea în obiecte și în cele din urmă în faze de execuție.

Se determină apoi volumul tuturor lucrărilor pe baza secțiunilor din proiecte și, în funcție de norma fixată și de numărul muncitorilor din brigadă, se calculează viteza de avansare pe zi și lună. Cunoșcînd lungimea construcțiilor necesare de executat se poate întocmi planul cu eșalonarea în timp a lucrărilor.

La întocmirea planului calendaristic se iau, de asemenea, în considerare posibilitățile executării simultane a mai multor lucrări, felul utilajelor din dotare și randamentele acestora, natura și tăria rocilor în care se execută lucrările precum și experiența muncitorilor, avînd în vedere necesitatea executării unor lucrări speciale de mare complexitate.

În tabelul XIX.83 este redată eșalonarea în timp a lucrărilor necesare de executat în circuitul puțului principal din fig. XIX.282. Pentru o formație tip de 13 muncitori, săparea și betonarea tuturor lucrărilor durează 48,5 luni. Avînd în vedere că unele lucrări se pot executa simultan, începînd cu jumătatea anului II s-a prevăzut plasarea unei a doua grupe, fapt care permite terminarea lucrărilor în mai puțin de trei ani.

5.10. CONSTRUCȚIA PUȚURILOR OARBE

Deschiderea în adîncime a minelor în funcțiune se realizează, de preferință, prin puțuri oarbe, care diferă de cele de la zi printr-o serie de construcții suplimentare, cum ar fi camera mașinii de extracție cu galeriile de acces, turnul puțului, camera moletelor și suitoarea pentru cabluri (fig. XIX.283).

Camera mașinii de extracție se amplasează de obicei abătut de axele de transport ale puțului, permițînd construirea galeriei de ocol necesară realizării unui transport intens. Distanța L între axa puțului și axul principal al mașinii de extracție se determină în funcție de înălțimea turnului, respectînd unghiul minim de înclinare (32°) și unghiul de deviere admis ($1^\circ 30'$) al cablurilor de extracție.

Dimensiunile camerei depind de tipul mașinii. Pereții urmăresc conturul fundației, păstrînd o distanță minimă de 0,5 m în părțile laterale și în spate și 1,5 m în spre puț.

Pentru adăpostirea motorului se sapă o nișă dimensionată astfel, ca să existe spațiu suficient pentru circulație și montare.

PLANUL

Planul calendaristic cu ocolungrea în timp a lucrărilor

Nr. din plan	Obiectiv	Obiect	Lucrare	Lungime [m]	Secțiune [m ²]	Volum [m ³]	Norma
0	1	2	3	4	5	6	7
2	Circuitul pu- tului						
2.1		Rampa + ga- lerii de ocol	Săpare	40,9	13,0	5317	2,04
			Lărgire		6,3	2577	1,66
			Betonare		5,5	2249	1,25
2.2		Lauf compen- sator de nivel	Săpare	27	7,9	213	1,67
			Lărgire		1,7	46	1,66
			Betonare		2,9	78	1,25
2.3		Ramificații	Săpare	20	10,7	214	1,80
			Lărgire		13,6	272	0,79
			Betonare		5,8	116	1,21
2.4		Nișa pentru des- lăcrea va- gonetelor	Săpare		—	—	—
			Lărgire	3	10,7	32	1,80
			Betonare		2,9	9	1,25
3	Transversală principală	Transversală principală	Săpare	120	10,7	1284	1,80
			Lărgire		8,6	1032	1,66
			Betonare		5,5	660	1,25
4	Circuit puț orb	Rampa + gale- rii de ocol	Săpare	81	13,0	1053	2,04
			Lărgire		6,3	510	1,66
			Betonare		5,5	446	1,25
5	Camera maș- inii de extra- cție						
5.1		Camera mașinii	Săpare	36	7,9	284	1,67
			Lărgire	12	21,6	259	1,17
			Betonare	12	10,3	124	0,98
5.2		Galerii de ac- ces	Săpare	22	7,9	174	1,67
			Lărgire		2,8	62	1,66
			Betonare		5,7	125	1,25
5.3		Suitoare de ca- bluri	Săpare	27	5,8	157	0,79
			Lărgire		2,8	76	0,92
			Betonare		2,7	73	0,82
5.4		Camera mole- telor	Săpare	6	7,9	47	1,67
			Lărgire		8,2	49	1,66
			Betonare		4,8	20	1,25

Tabelul XIX.83

CALENDARISTIC

necesare de executat în circuitul pușului principal.

[illegible]

0	1	2	3	4	5	6	7
6	Instalație de evacuare a apelor	Galerii de acces	Săpare	42	7,9	332	1,67
6.1			Lărgire		8,2	344	1,66
			Betonare		4,8	202	1,25
6.2		Bazine	Săpare	100	13,0	1300	2,04
			Lărgire		11,3	1130	1,66
			Betonare		5,8	580	1,25
6.3		Camera pompe	Săpare	34	13,0	442	2,04
			Lărgire		15,3	520	1,66
			Betonare		8,7	296	1,25
6.4		Puț de distribuție	Săpare	8	5,8	46	0,93
			Lărgire		3,8	30	1,20
			Betonare		2,9	23	0,82
6.5		Suitoare de rețulare	Săpare	32	5,2	166	0,79
			Lărgire		4,4	141	0,92
			Betonare		2,1	67	0,82
6.6		Canal de aducțiune	Săpare	45	7,9	355	1,67
			Lărgire		1,7	77	1,66
			Betonare		2,9	130	1,25
7		Camera instalației	Lărgire	5	9,6	48	1,66
			Betonare		2,9	41	1,25
8	Garaj	Camera	Săpare	22	13,0	286	2,04
			Lărgire		6,3	139	1,66
			Betonare		5,5	121	1,25
8.1		Galerii de acces	Săpare	14	7,9	111	1,67
			Lărgire		1,7	24	1,66
			Betonare		2,9	41	1,25
9	Camera trafo	Camera	Săpare	18	13,0	234	2,04
			Lărgire		6,3	113	1,66
			Betonare		5,5	99	1,25
9.1		Galerii de acces	Săpare	17	7,9	134	1,67
			Lărgire		1,7	29	1,66
			Betonare		2,9	49	1,25

Tabelul XIX.83 (continuare)

8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21
13	0,6							—					
	0,6							—					
	0,5							—					
	1,9							—					
	2,1							—	—	—			
	1,4							—	—	—			
	0,7								—	—			
	0,9								—	—			
	0,7								—	—			
	0,2									—	—		
	0,1									—	—		
	0,1									—	—		
	0,6									—	—		
	0,5									—	—		
	0,2									—	—		
	0,6									—	—		
	0,1									—	—		
	0,1									—	—		
	0,4									—	—		
	0,3									—	—		
	0,3									—	—		
	0,2									—	—		
	0,1									—	—		
	0,1									—	—		
	0,3									—	—		
	0,2									—	—		
	0,2									—	—		
	0,1									—	—		
	0,1									—	—		

Înălțimea camerei se determină cu relația

$$h = D + 2,5 \quad (5.126)$$

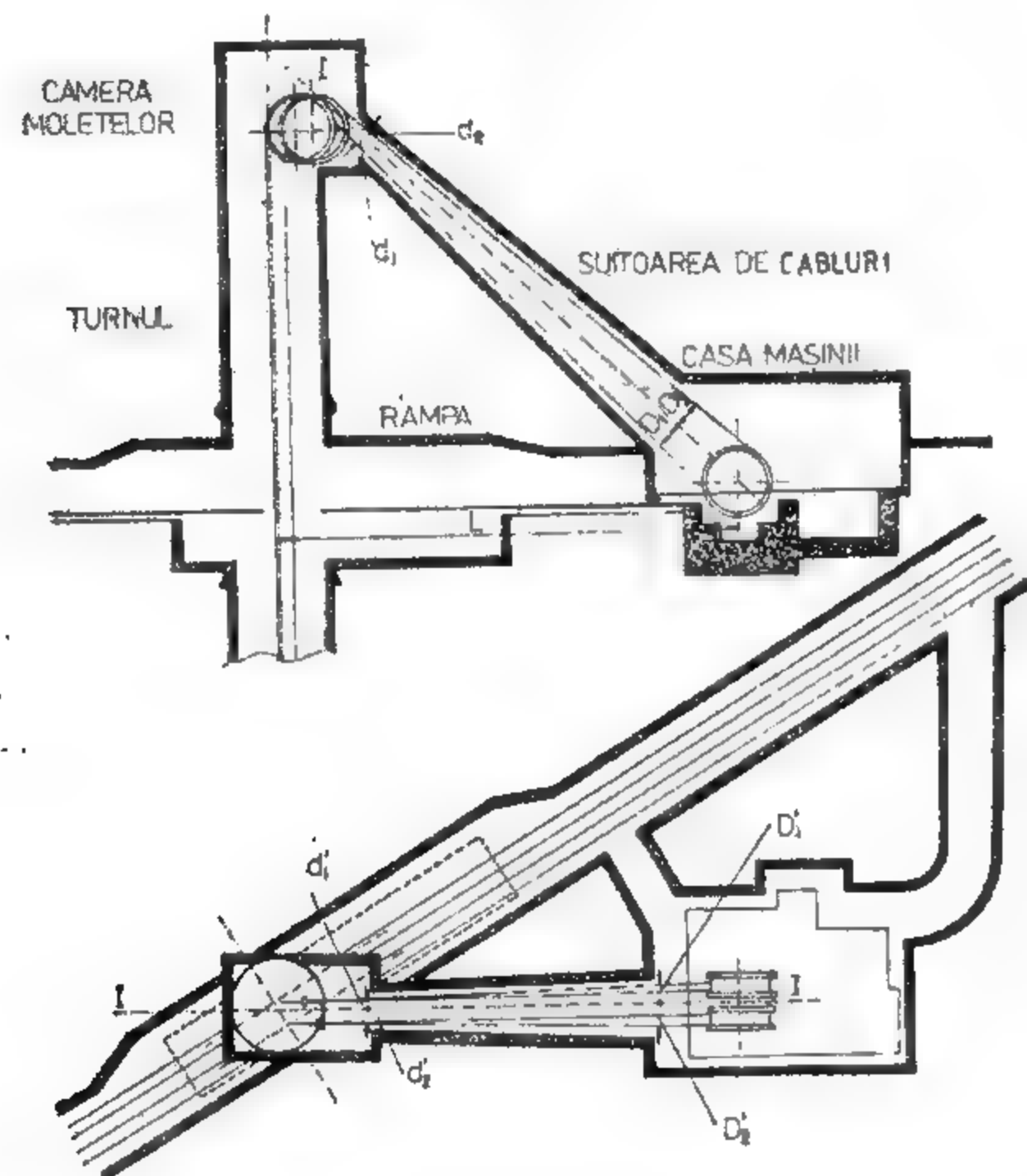


Fig. XIX.283. Complexul unui puț orb.

În care D este diametrul tobei (organului de înfășurare).

Vatra camerei mașinii de extracție va fi ridicată cu 0,5 m deasupra vetrei galeriei de ocol, lucru ce se realizează prin adoptarea unei pante potrivite pentru una din galeriile de acces, cealaltă galerie fiind prevăzută cu trepte.

Tehnologia de construcție a camerei mașinii de extracție se stabilește în funcție de natura rocilor. În cazul rocilor cu tărie redusă și medie se execută două galerii cu profil redus de-a lungul pereților laterali, legate printr-o galerie transversală amplasată lângă unul din pereții frontali ai camerei. Din mijlocul galeriei transversale se sapă o suitoare din care va pleca direcțional o altă galerie, chiar sub viitoarea boltă (fig. XIX.284).

Lărgirea se execută dintr-una din galeriile laterale, începând cu peretele camerei și continuând cu boltă. Pe măsură ce se execută lărgirea, frontul se susține provizoriu cu cadre de lemn, până când există spațiu suficient pentru montarea segmentului de cîntă, confecționat din oțel U. Susținerea cîntei se realizează cu popici de lemn sprijiniți pe miezul de rocă. Lărgirea se execută pe o lungime de 1 m de cameră, cu montarea a două cînte. Bandajarea se face cu plasă de sîrmă, fișile de plasă fiind legate între ele cu sîrmă de

oțel. În continuare se betonează tronsonul lărgit. Cîntele de betonare din oțel U-18, montate în cîmpuri de 1 m, susțin cofrajele confecționate din dulapi de molid. Pentru a se evita deformarea cîntelor de betonare sub greutatea betonului, acestea se vor susține, pe măsură ce se betonează boltă, cu longrine și popici de pe miezul de rocă. Odată cu betonarea peretelui frontal al camerei se va realiza și îmbinarea acestuia cu suitoarea de cabluri.

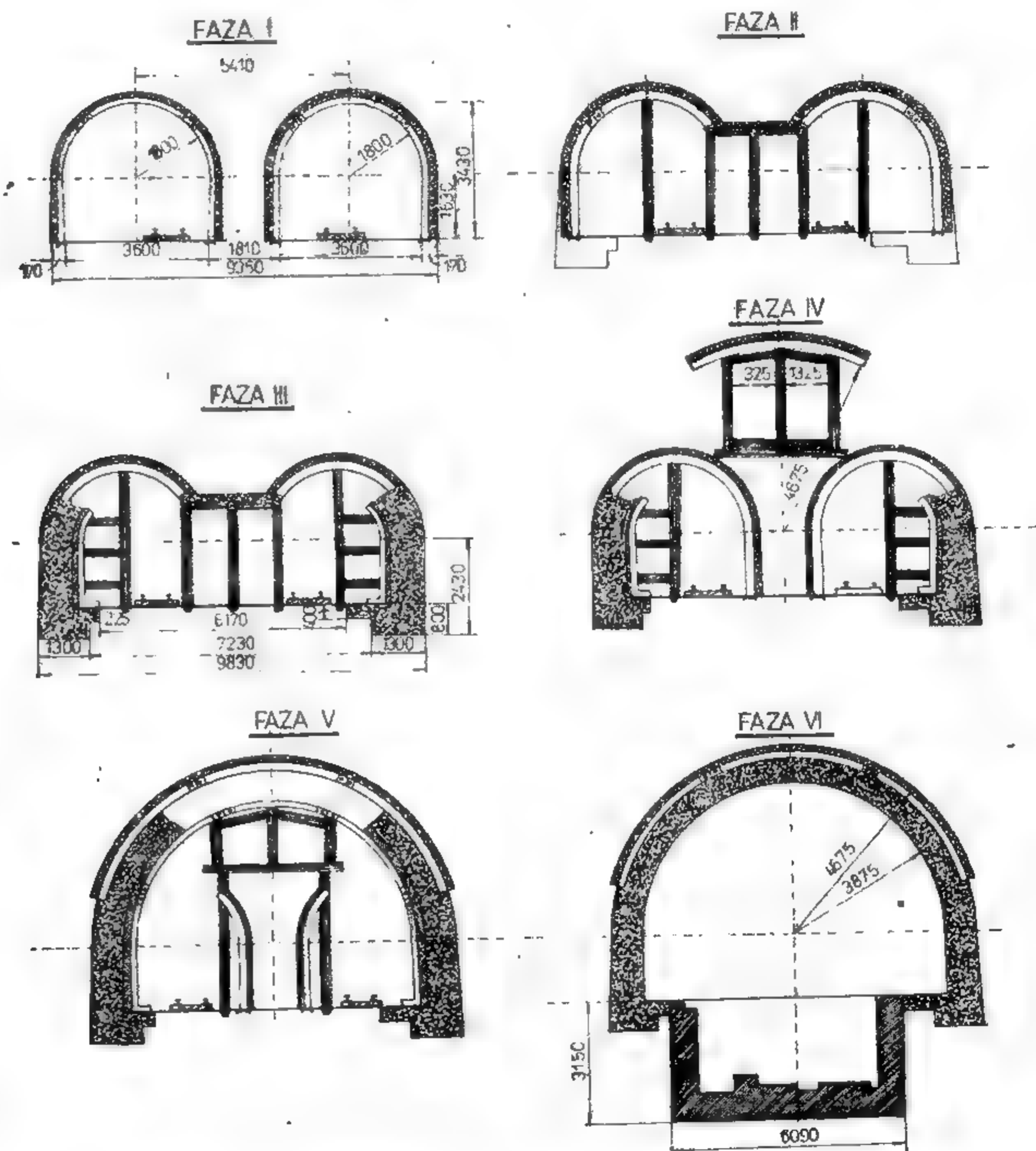


Fig. XIX.284. Tehnologia de execuție a camerei mașinii de extracție.

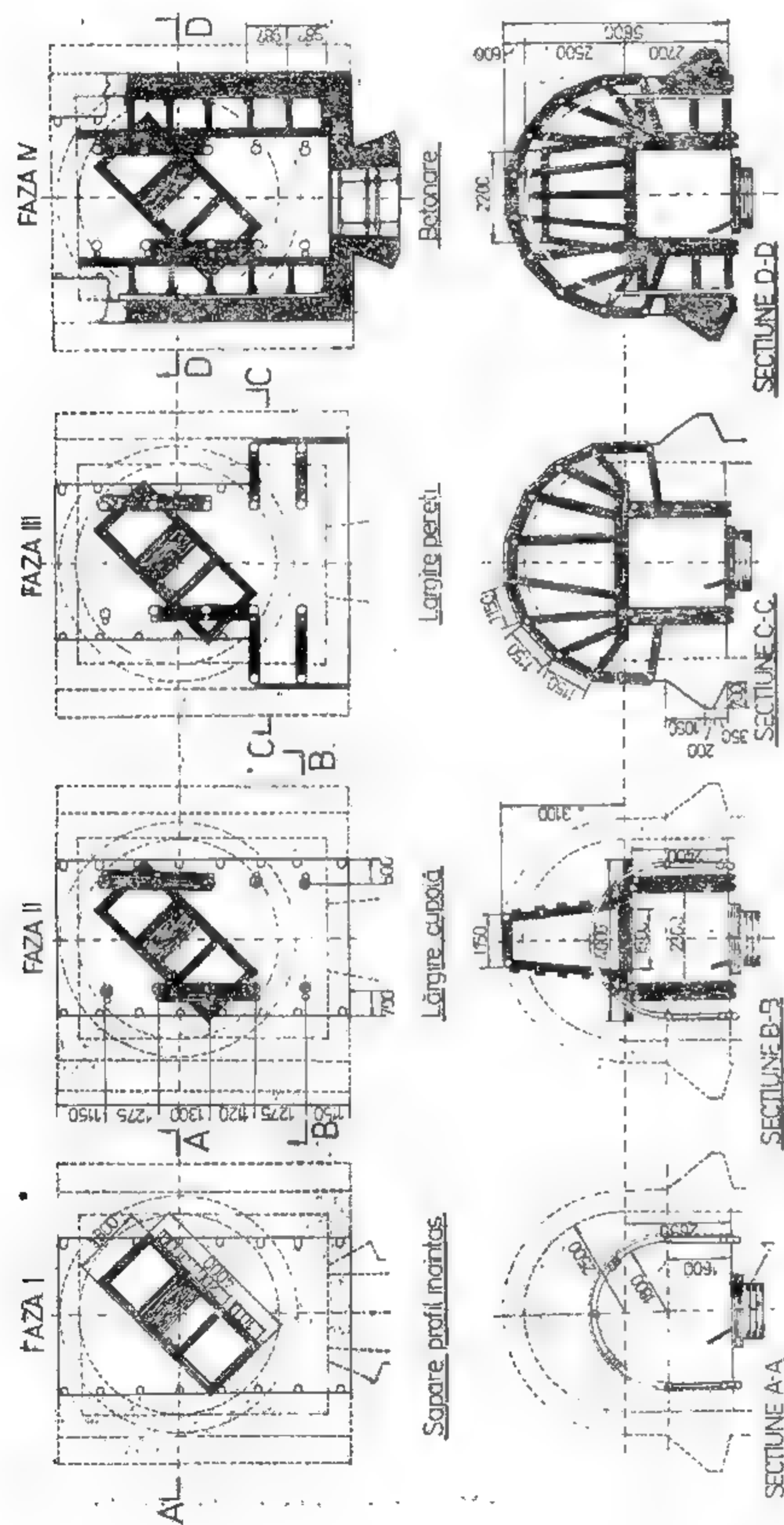


Fig. XIX.285. Tehnologia de execuție a camerelor molelelor:
1 - suitea.

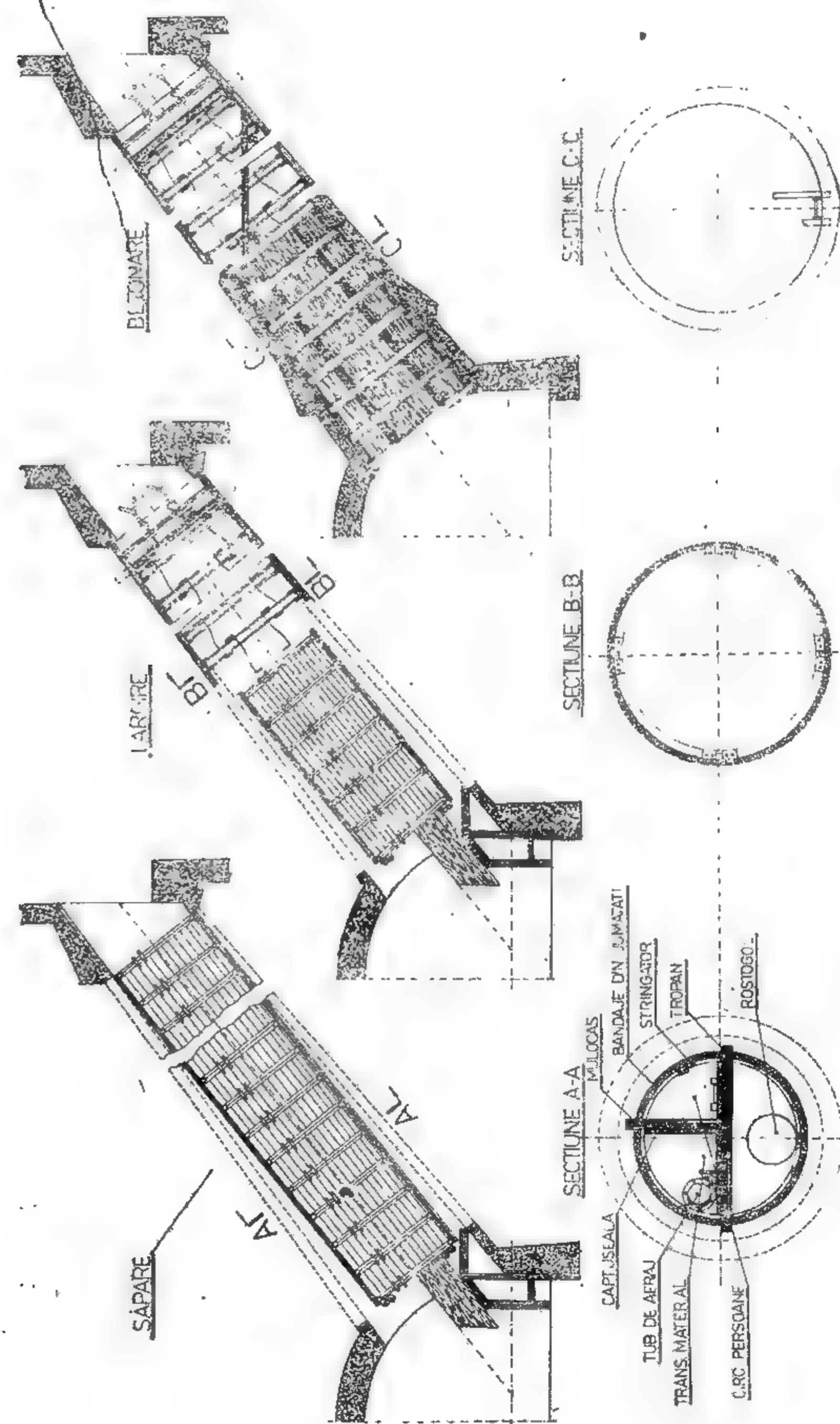


Fig. XIX. 286. Tehnologia de execuție a suitorii de cabluri.

După terminarea betonării camerei se extrage miezul de rocă din mijloc. Aceasta se realizează prin perforare-impușcare, în retragere spre galeria de acces.

Ultima operație constă din săparea și betonarea pivniței și a fundației mașinii de extracție.

Galeriile de acces la camera mașinii de extracție se atacă din circuitul puțului. Galeria pe care se vor transporta piesele mașinii de extracție se execută cu profil dublu betonat, cu vatra înclinată, pentru realizarea diferenței de nivel a vetrei camerei față de nivelul vetrei circuitului. Această galerie va servi ulterior pentru adăpostirea rezistențelor și a compresorului care vor deservi mașina de extracție. Cealaltă galerie se execută cu profil simplu, cu vatra în trepte și va fi închisă cu ușă metalică prevăzută cu zăbrele pentru asigurarea circulației aerului.

Turnul puțului se execută în două etape. La început se sapă o suitoare verticală cu trei compartimente, amplasată cu axa mare perpendicular pe axa rampei. Din această suitoare se atacă camera moletelor la cota prevăzută în proiect. După terminarea betonării camerei moletelor, suitoarea se lărgeste de sus în jos la profilul final al puțului. Susținerea definitivă se montează de jos în sus conform tehnologiei clasice adoptată la betonarea puțurilor.

Camera moletelor se atacă din suitoarea verticală amplasată în axa puțului, laturile urmînd să aibă aceeași orientare cu cele ale camerei mașinii de extracție. Datorită înălțimii camerei (de trei ori raza moletelor), tehnologia de săpare, lărgire și betonare se aseamănă cu a unei rampe. La faza I-II (fig. XIX.285) se execută, pe toată lungimea viitoarei camere, o galerie cu profil simplu susținută cu arce metalice. În continuare se lărgeste cupola camerei la profilul definitiv, după ce susținerea inițială a galeriei a fost înlocuită cu o susținere provizorie din lemn, de care se sprijină stâlpii longrinelor (faza II-a). Se lărgesc apoi pereții împreună cu picioarele de sprijin ale camerei și se montează cintrele de betonare și cofrajele. Betonarea începe cu picioarele de sprijin și se termină cu închiderea bolții. Înaintea betonării piciorului de sprijin se montează cîrligele de care urmează să fie suspendate cintrele de lărgire a turnului puțului.

Suitoarea pentru cabluri leagă camera mașinii de extracție cu camera moletelor, executîndu-se de preferință după terminarea acestora, pentru a se putea determina cu precizie elementele topografice necesare conducerii lucrărilor de săpare. Ea se execută în două etape (fig. XIX.286): în prima etapă se sapă o suitoare înaintașă cu două secții

susținute metalic sau în lemn, iar în etapa a doua se execută lucrările de lărgire și de betonare. Pentru lărgirea și betonarea suitorii se confecționează cintre metalice de formă circulară, a căror rază descresc de la baza suitorii spre camera moletelor.

Pentru reducerea volumului lucrărilor de săpare și betonare, suitorile se mai execută cu profil eliptic în partea inferioară și cu profil circular în partea superioară (fig. XIX.287). La determinarea elementelor necesare proiectării suitorii cu profil eliptic, în funcție de poziția extremă a celor două cabluri, se procedează astfel: se măsoară distanțele D_1 , D_2 , d_1 , d_2 respectiv D'_1 , D'_2 , d'_1 și d'_2 de pe cele două secțiuni din fig. XIX.283 și se raportează față de un sistem rectangular. La intersecția absciselor și ordonatelor de același fel se obțin pozițiile extreme B și b ale cablului din stînga, respectiv punctele A și a care reprezintă poziția extremă a cablului din dreapta.

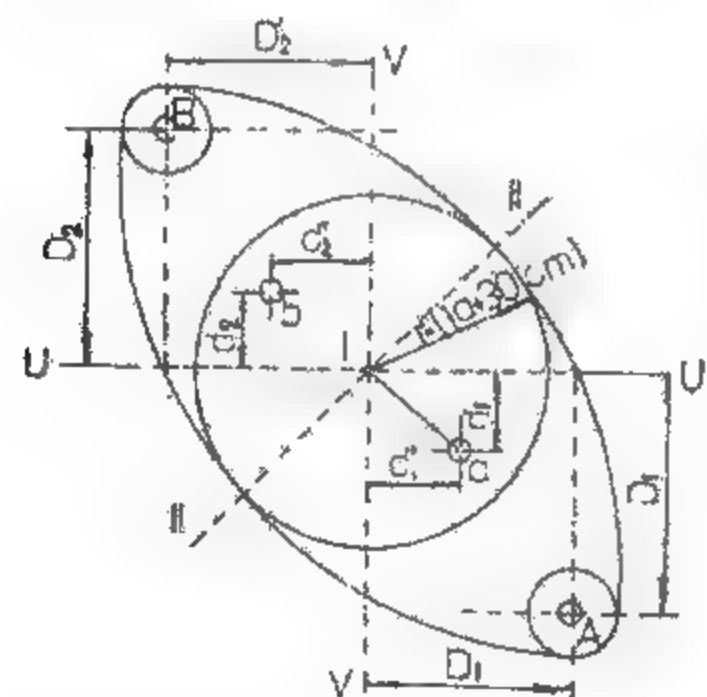


Fig. XIX.287. Construcția cintrelor pentru suitoarea de cabluri.

Conturul suitorii la partea superioară — înspre camera moletelor — va fi un cerc cu raza $r = I_a + 30$ cm, descris din punctul I , care reprezintă axa longitudinală a suitorii.

Pentru construirea părții inferioare a cintrei se trasează cercuri cu rază de 30 cm din punctele A și B . În continuare prin arce de cerc cu centrele pe axa $II-II$ se unesc cercurile mici (cu centrele în punctele A și B) cu cercul mare cu centrul în punctul I .

În vederea lărgirii și betonării suitorii de formă eliptică, se folosesc remonăzi din lemn, pe care se vor marca la construcție axele UU și VV , primele indicînd înclinarea, iar celelalte direcția suitorii, materializate topografic prin cuie și fire cu plumb. Remonăzile se așază la o distanță de 1 m unele de altele, cu secțiunea micșorată pe măsură ce se apropie de capul suitorii, ultima remonadă avînd formă cilindrică.

5.11. SĂPAREA PUȚURILOR PRIN METODE SPECIALE

Metodele speciale în construcțiile subterane reprezintă gruparea acelor procedee și tehnologii de săpare și susținere condiționate fie de prezența apei la presiuni și debite foarte mari, fie de roci slabe în frontul de lucru. Spre deosebire de metodele obișnuite de săpare utilizate în roci relativ tari, în care tăierea se face cu scule de oțel, sau în roci foarte tari, în care tăierea se face cu explozivi, domeniul de aplicare a metodelor speciale este alcătuit din rocile friabile, inconsistente, a căror rezistență de rupere la proba de compresiune este cuprinsă în domeniul 0—250 daN/cm².

Pe lângă instabilitatea rocilor în care și găsesc aplicație metodele speciale, prezența apei în formațiunea de amplasament a lucrării subterane constituie o altă trăsătură a domeniului lor de utilizare. Formațiunile geologice instabile și puternic acvifere de amplasament a lucrărilor subterane, unde metodele obișnuite cedează locul metodelor speciale, sînt mlurile, argilele, nisipurile, pietrișurile, calcarele fisurate sau cu zone carstice. Mărirea debitului de apă în frontul de lucru, de peste 50 m³/h, determină abandonarea metodelor obișnuite și recurgerea la una dintre metodele speciale. Sînt însă cazuri cînd în frontul de lucru apa aduce și nisipuri, ceea ce face ca chiar la debite de sub 50 m³/h să se recurgă la metode speciale.

Domeniul de aplicare a metodelor speciale cuprinde nu numai industria extractivă, unde sînt apărut aceste metode, ci și construcțiile de tunele, metropolitane, instalații portuare, construcții hidroenergetice, edilitare, militare ș.a. Cum amplasamentele industriale contemporane fie ele în industria minieră, fie în alte domenii amintite mai sus sînt adesea, dacă nu totdeauna, obligate prin alte condiții decît cele de ordinul tehnologiei de săpare, apare evidentă tot mai largă utilizare a metodelor speciale.

Apa în stare lichidă este, de regulă, componenta de domeniu ce determină utilizarea metodelor speciale. Combaterea apei și a manifestărilor ei în procesul săpării lucrărilor subterane constituie obiectul metodelor speciale. La presiuni relativ mici ale apei în frontul de lucru se folosește procedeul opririi afluxului de lichid prin palplanșe de lemn sau de metal; la presiuni mai ridicate și debite inoderate se combat vîntura de apă în front cu ajutorul pompelor amplasate în lucrări adiacente celei de bază. Dacă filtrarea apelor subterane este greoaie se recurge la aerul comprimat de contrapresiune în frontul de lucru sau la noroiul de foraj ce are, în cazul săpării puțului prin foraj la diametru mare, funcțiunea aerului comprimat utilizat la metoda cu cheson închis. Dacă debitele și presiunile apei depășesc performanțele procedeelor mai sus amintite se recurge la prelucrarea fizico-chimică a formațiilor scvifere de amplasament: umplerea spațiilor interstițiale cu soluții ce ulterior se solidifică (lapte de ciment, rășini, bitumene) și prin aceasta se reduce afluxul

pe apă în frontul de lucru sub o anumită limită ce face practicabilă metoda obișnuită de săpare sau, în sfârșit, solidificarea apei prin înghețare artificială.

5.11.1 SĂPAREA CU PALPLANȘE

Principiul metodei constă în izolarea frontului de lucru pe timpul excavării rocii slabe acvifere (nisipuri, pietrișuri, borchisuri) printr-un perete de palplanșe de lemn sau metalice, bătute până în stratul impermeabil din culcușul zonei friabile și cu puternice viituri de apă. Prin aceasta se reduce considerabil afluxul de apă și nisipuri în front.

Domeniul de aplicare al tehnologiei de săpare a puțurilor cu palplanșe îl constituie stratele de roci mai slabe, acvifere, de grosimi până la 20 m. Această limită orientativă este dată de posibilitatea de a introduce palplanșele în terenul virgin. Cel mai des, metoda este folosită la traversarea strateror de suprafață în terase aluvionare.

Tehnologia de lucru constă în înfigerea (baterea) palplanșelor, dimensionate astfel ca după ce traversează roca acviferă să pătrundă 2–3 m în patul impermeabil. Cerința tehnologică de bază a operației constă în elansarea palplanșelor. De aceea, profilul muchiilor laterale este conceput de forme ce să asigure această condiție și se îmbină prin nut și feder (fig. XIX.288). Palplanșele metalice asigură o elansare mai bună prin profilul mu-



Fig. XIX.288. Palplanșe de lemn.

chiilor (fig. XIX.289). Diametrul de amplasare a palplanșelor trebuie ales astfel încât să cuprindă un număr întreg de palplanșe și de dorit par. Deși relativ simplă, tehnologia de lucru cu palplanșe metalice se folosește mai rar deoarece în țara noastră nu se fabrică asemenea profile și nici utilajele de batere și extragere nu cuprind întreaga gamă necesară. Cele mai uzuale palplanșe metalice folosite în țările europene au caracteristicile date în tabelul XIX.84.

Dispozitivele pentru înfigerea palplanșelor în frontul de lucru se aleg în funcție de caracteristicile geomecanice ale formațiunilor prin care se trece, de adâncimea de lucru, de tipul palplanșei, de tehnologia de lucru.

Utilajele principale sunt ciocanele vibratoare, berbecii Diesel sau vibroînfigătoare, după caz. În strate friabile se utilizează procedeul de lansare a palplanșelor, care constă în introducerea lor în sol cu ajutorul jetului de apă în apropierea vârfului palplanșei. Caracteristicile principale ale utilajelor de introducere a palplanșelor în formațiuni slabe acvifere sunt date în tabelele XIX.85, XIX.86 și XIX.87.

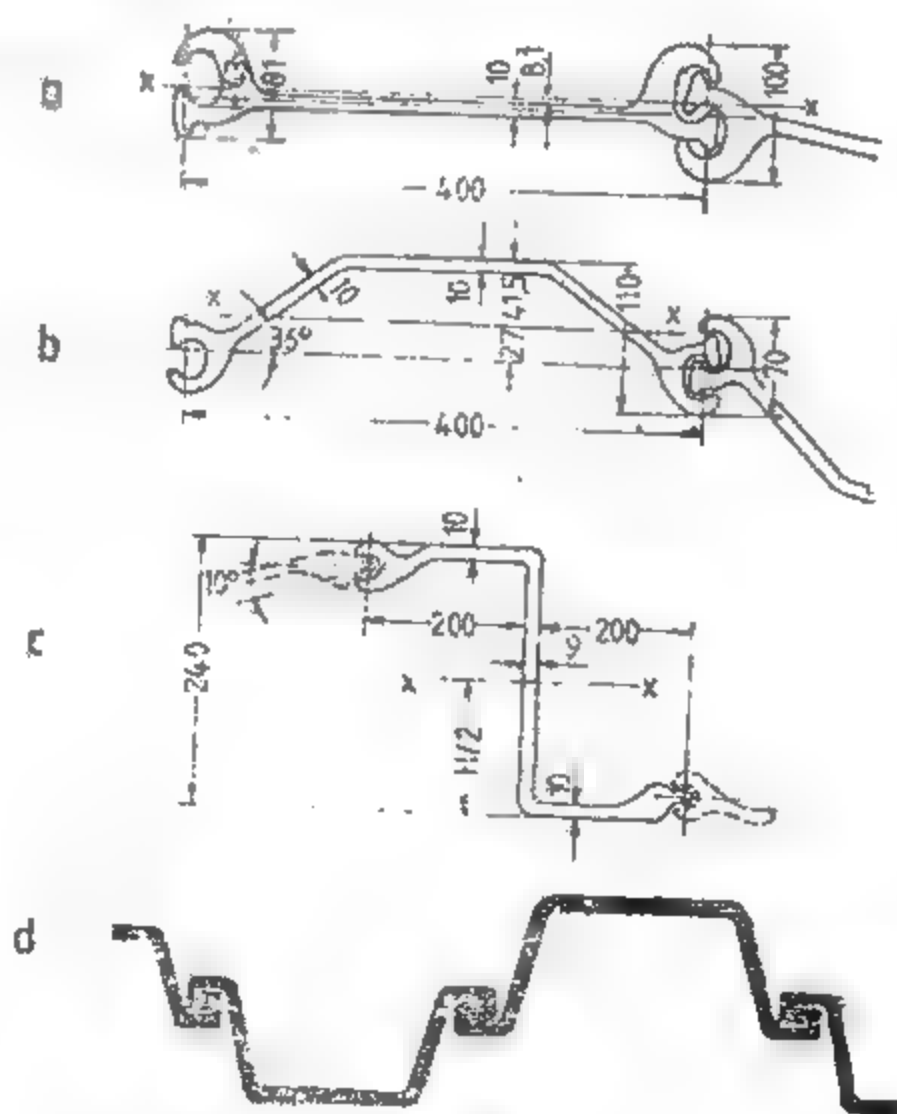


Fig. XIX.289. Palplanșe metalice:

a — plane (SP-1); b — scobite (SK-1); c — de profil Z (SD-3); d — ondulate de tip Larssen.

Tabelul XIX.84

Palplanșe metalice

Tipul de palplanșe	Masa [daN/m]	Grosimea peretelui [mm]	Momentul de rezistență [cm ³]	Adâncimi de lucru [m]
Plane				
SP-1	64	10	73	6–8
SP-2	30	10	28	
Scobite				
SK-1	50	10	114	8–12
SK-2	58	10	260	
De profil Z				
SD-1	61	10	630	10–15
SD-2	93	10	1256	
Larssen IV	74	14,8; 10	880	15
Larssen V	100	11; 21		15

5.11.2. SĂPAREA CU TRUSA TĂIETOARE

Principiul metodei de săpare a puțurilor cu trusa tăietoare constă în folosirea susținerii definitive a puțului drept scut de protecție, care coboară sub greutatea proprie, pe măsură ce se sapă și degajează frontul de lucru. Inelul de susținere definitivă din beton sau metal, pe măsură ce coboară urmînd frontul de săpare, se completează în partea sa superioară cu noi tronsoane. Atunci cînd condițiile naturale de amplasament îngreunează sau împiedică coborîrea prin greutatea proprie a susținerii definitive a puțului se recurge la adaosuri de greutate pe corpul inelului coborîtor și se echipează partea de jos a acestui inel cu o trusă tăietoare. Acest ultim element constructiv este un cuțit circular (fig. XIX.290) care, prin forma sa, ușurează pătrunderea în frontul de săpare unde se desfășoară propriu-zis numai operația de evacuare a masei excavate.

Domeniul de aplicare a metodei îl constituie formațiunile geologice sedimentare de consistență slabă. Profilul litologic de amplasament poate avea marne, nisipuri, argile, mluri și pietrișuri. Bolovanișul sau rămășițe de construcții vechi pot împiedica aplicarea trusei tăietoare.

Adîncimea de săpare cu trusa tăietoare nu depășește 20–30 m deși se cunosc cazuri unde s-au adîncit puțuri pînă la 92 m cu această tehnologie. Limita de adîncime rezultă din condiția de alunecare a inelului coborîtor de susținere. În scopul ușurării alunecării după frontul de săpare, inelul se prevede la un diametru mai mic față de diametrul de tăiere al trusei, iar suplimentar se mai poate recurge la injecții de aer comprimat, apă sau soluții argiloase în spatele susținerii pentru a ușura alunecarea.

Tabelul XIX.85

Cioane vibratoare

Marca	Tip	Dimensiuni [m]	Greutatea totală [daN]	Greutate piston [daN]	Cursa piston [mm]	Cadenta [rov/min]	Presiune de alimentare [bar]	Consum de aer [m³/min]	Energie pe lovitură [kg·m]	Performanțe medii	
										Lățime palanșă [m]	Lungime palanșă [m]
PAJOT	600	1,3 × 0,27 × 0,27	600			300	5-6	5		0,40	5,00
	1400	1,6 × 0,39 × 0,39	1400			240	5-6	11		0,40	11,00
	2800	1,9 × 0,50 × 0,50	2800			190	5-6	20		1,00	15,00
FIRINE	T2	1,4 × 0,35 × 0,28	700	88	215	280/300	5-6	5	260	0,40	5,0
	T3	1,6 × 0,49 × 0,38	1300	178	225	250/270	5-6	7,5	660	0,40	8,0
	T4	1,9 × 0,61 × 0,55	2400	380	255	200/220	5-6	11,5	1240	0,80	12,00
DEMAG	VR8	2,0 × 0,29 × 0,55	890	150		180	7	4,5		0,40	10,00
	VR13	2,2 × 0,40 × 0,40	2150	200	300	215	7	9,5		0,80	10,00

Tabelul XIX.86

Berheel Diesel

Marca	Tip	Dimensiuni [m]	Greutatea totală [daN]	Greutate piston [daN]	Cadenta [rov/min]	Presiunea max [daN]	Consum de carburant [l/oră]	Capacitate rezervor carburant [l]	Consum de lubri- fianți [l/oră]	Capaci- tate reșet- olei [l]	Energie pe lovitură [kg·m]	Performanțe medii	
												Lățime pal- planșă [m]	Lungime pal- planșă [m]
BSP	DE 40	4,3 × 0,66 × 0,72	4490	1814	48/52		11,3	71,8		18	4421		
	B 15	4,7 × 0,59 × 0,76	3820	1500	80/100		9	86		22	3630		
KOBELCO	K 13	4,0 × Ø 0,50	2900	1300	40/60	68 000	3-8	40	1	5	3700		
	K 25	4,5 × Ø 0,59	5200	2500	39/60	108 000	9-12	40	1,5	7	3500		
DEMAG	D 5	3,8 × Ø 0,32	1240	500	42/60	21 000	3,5	11,5	0,5	2	1250	0,40	12
	D 12	4,2 × Ø 0,46	2750	1250	42/60	42 500	6,6	15,5	0,75	3	3125	0,80	12
	D 22	4,3 × Ø 0,58	5030	2200	42/60	72 000	11	38,5	1,5	7	5500	1,00	20
	D 30	4,3 × Ø 0,58	5600	3000	39/60	110 000	11	38,5	1,5	7	3000/7500	1,0	25

Tabelul XIX.87

Vibroînălțătoare

Marca	Tip	Dimensiuni [m]	Greutatea totală [daN]	Frecvența [rot/min]	Moment excentric [kg·cm]	Forța centrifugă [kN]	Ampli- tudinea [mm]	Puterea necesară	Observații	Acționarea
TOMEN	VM 2 4000 A	4,17 × 1,05 × 1,09	3626	850/950 950/1150 1150/1300	4100 3500 2800	340/420 360/520 420/530	7,9 9,8 7,9	150 kVA	Palplanse medii și grele	Electric
	VNI 2 5000	4,56 × 1,13 × 1,26	4887	920/1100 1100 1100/1500 1500/1800	5000 4000 3000 2500	480/680 550 630/760 630/910	10,2 8,2 6,1 5,1	200 kVA	Palplanse foarte grele	Electric
MULLER	MS 12 H	1,3 × 0,62 × 1,50	700	0—2280	3 poz. ale excentricelor	max. 150	—	61 CP	Palplanse ușoare și medii	Hidraulic
	NS 20 H	1,16 × 0,42 2,33	3200	0—1600	1400 1800 1800 2000	0/450	—	112 CP	Palplanse medii și grele	Hidraulic
URSS	13 401	0,9 × 1,27 × 2,00	2880	max. 1500	250 500 750 1000	250	—	70 kVA	Palplanse până la 2500 kg	Electric

Tabelul XIX.87 (continuare)

Marca	Tip	Dimensiuni [m]	Greutatea totală [daN]	Frecvența [rot/min]	Moment excentric [kg·cm]	Forța centrifugă [kN]	Ampli- tudinea [mm]	Puterea necesară	Observații	Acționarea
PIC	20 A2	2,47 × 0,90 × 2,65	5000	3 viteze 920—1100	—	186—265	—	120 kVA	Palplanse de la 1000 kg la 4000 kg	Electric
	40 A2	3,48 × 1,35 × 2,00	9500	4 viteze 750—1450	2 poz. ale excentricelor	max. 400	—	200 kVA	Palplanse de la 4000 kg la 6000 kg	Electric
	50 H1	3,30 × 0,70 × 3,05	7500	0—1450	—	max. 1100	—	482 CP	Palplanse grele pilori și tuburi	Hidraulic
	VII, 100/24	4,02 × 0,48 × 3,20	7500	0—1450	—	max. 1000	—	2 × 160 kW	Palplanse f. grele	Hidraulic
ROMANIA	VUB 3	—	4500	750 1450	—	max. 650	—	2 × 30 kW	Palplanse grele	Electric

Tehnologia de lucru constă în montarea trusei tăietoare din elementele segmentate pe perimetrul de săpare, peste care se așază inele de susținere definitivă: prefabricate de beton, bolțari sau prefabricate metalice. Faza următoare constă în lansarea trusei pe frontul de săpare și evacuarea sterilului din interiorul profilului. Pe măsură ce se evacuează frontul, trusa înaintază în formațiunea proaspătă, iar în partea superioară a susținerii se montează inelele următoare.

În varianta de aplicare a trusei tăietoare cu lansare nu de la suprafața terenului, ci la o anumită adâncime a puțului, tehnologia poate fi completată cu împingerea trusei cu ajutorul vinciurilor sau preselor hidraulice. În acest caz sprijinirea bateriei de împingere se face cu un inel de montaj amenajat în ultimul pînten de sprijin al puțului, în imediata

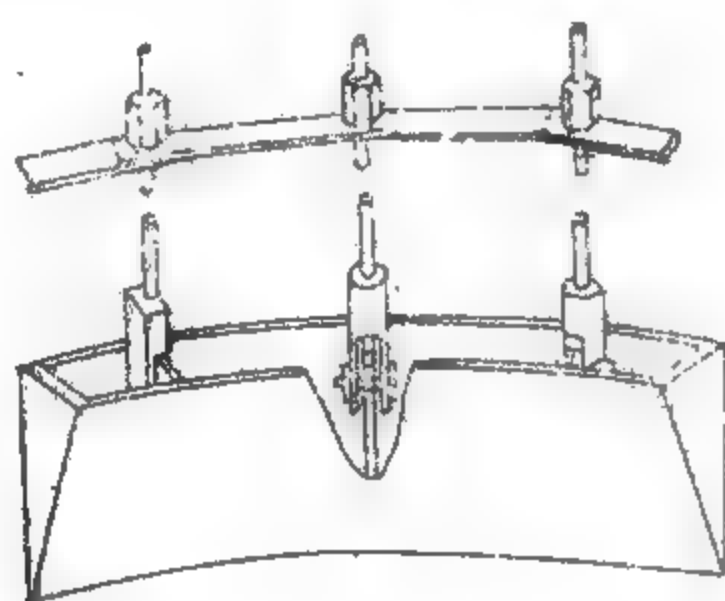


Fig. XIX.290. Segment de trusă tăietoare din fontă turnată

apropiere a zonei ce urmează a fi traversată cu trusa tăietoare. Tipul de susținere a puțului, pe de o parte și condițiile naturale de lucru, pe de altă, determină varianta constructivă a cuțitelor tăietoare ce alcătuiesc trusa (fig. XIX.291). La calculul adâncimii de pătrundere a trusei tăietoare, sau atunci când este nevoie, la calculul eforturilor suplimentare

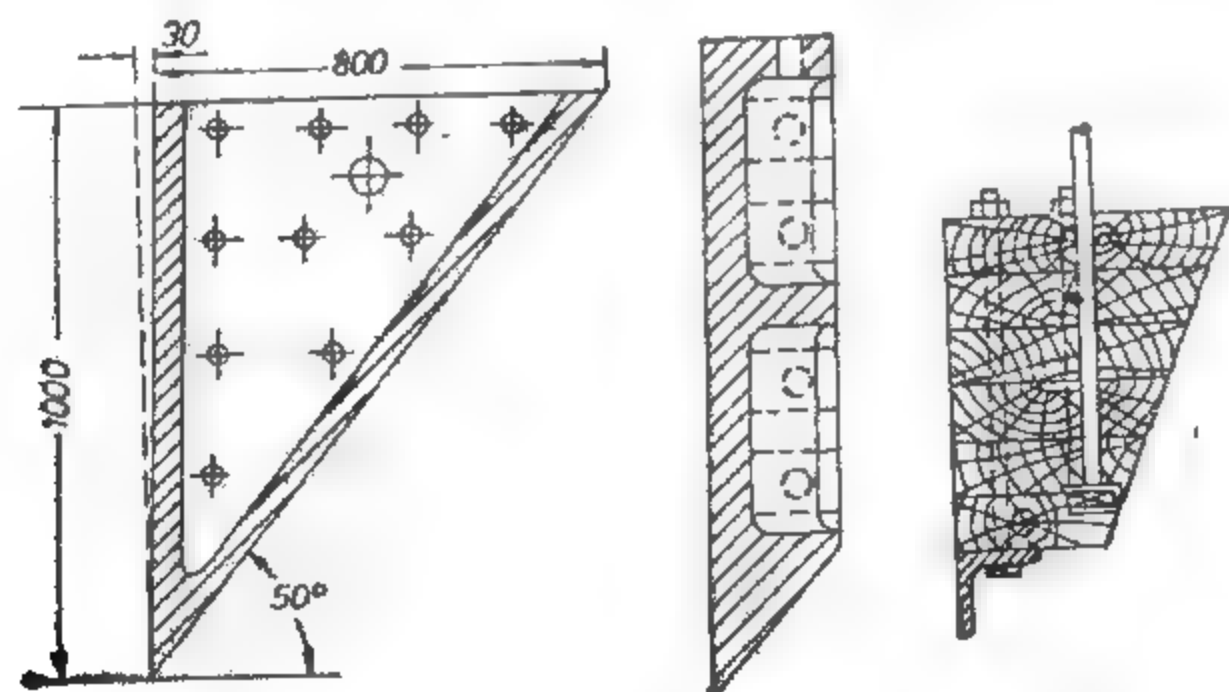


Fig. XIX.291. Elemente tăietoare:

a — cuțit de oțel turnat; b — cuțit din fontă turnată; c — cuțit din lemn.

pentru a forța înaintarea trusei, este nevoie să se cunoască frecarea unitară pe exteriorul cilindrilor de susținere f (t/m²), care are următoarele valori:

- la susținerea metalică: nisip, pietriș ... 2,5; argile ... 1,5
- la susținerea cu beton: nisip, pietriș ... 2,5; argile, marne ... 1,5
- la susținerea cu bolțari: nisip, pietriș ... 3,5; argile, marne ... 2,5

5.11.3. SĂPAREA CU CHESOANE PNEUMATICE

Principiul metodei constă în separarea pneumatică a frontului de săpare față de atmosfera supraterană, în scopul ridicării presiunii în zona de lucru cu ajutorul aerului comprimat. Pentru aceasta se folosește o membrană de etanșare în puțul ce traversează o zonă abundentă în apă, astfel încât în camera izolată de atmosferă se poate ridica presiunea cu ajutorul aerului comprimat pînă la o valoare ce oprește accesul apei în frontul de lucru.

Accesul oamenilor în camera de lucru a chesonului, introducerea materialelor și evacuarea sterilului se face printr-un sistem de ecluze pneumatice, dispuse deasupra diafragmei chesonului (fig. XIX. 292). Aerul comprimat este adus în camera chesonului de la stația de compresoare situată la suprafață. Presiunea aerului este reglată astfel încât să fie cel puțin egală cu presiunea hidrostatică din frontul de săpare din zonă.

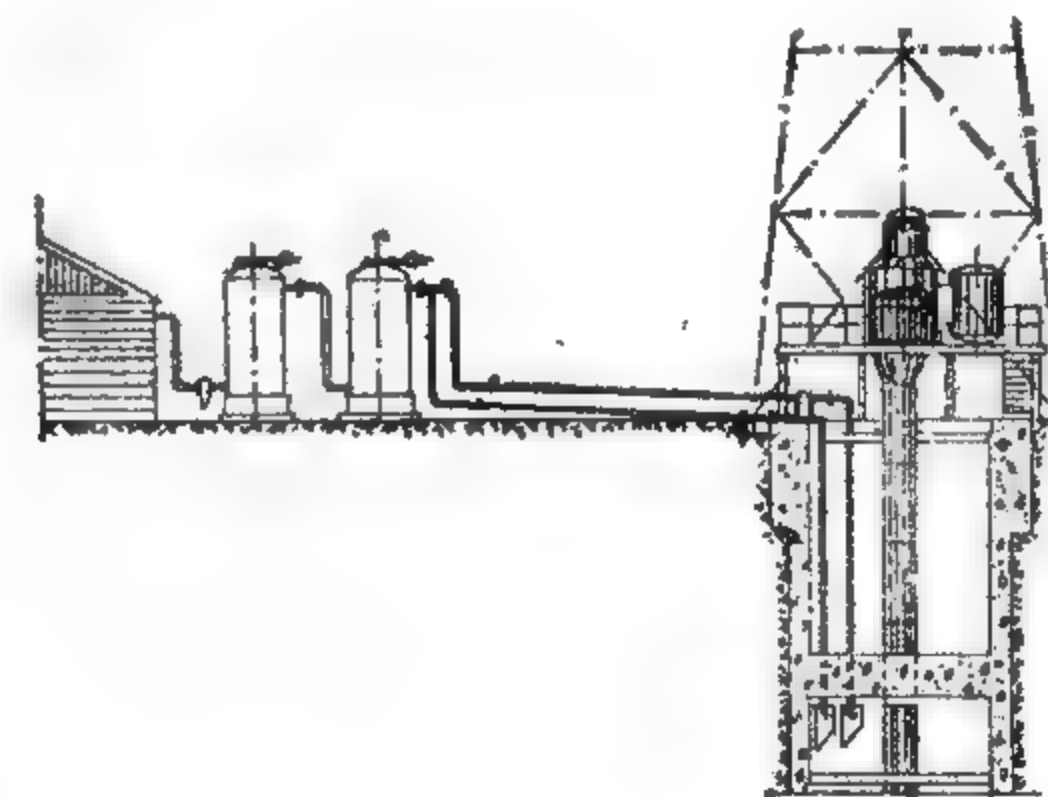


Fig. XIX.292. Cheson cu aer comprimat.

Domeniul de aplicare a tehnologiei de săpare a puțurilor de mină cu cheson pneumatic îl formează locațiile cu condiții hidrogeologice complicate, în roci instabile cu aflux de apă de peste 20 m³/h și presiunea apei în frontul de lucru de pînă la 2 atm. Limitarea superioară a presiunii hidrostatice este dictată de condițiile biologice de lucru pentru oamenii din camera chesonului.

Tehnologia de lucru constă în realizarea camerei de cheson prin diafragma fixă sau mobilă ce izolează frontul de atmosfera terestră, ridicarea presiunii aerului în frontul de lucru pînă la valoarea prescrisă prin nivelul apei sub care se lucrează, manevre de introducere și scoatere prin ecluze a oamenilor și materialelor.

Accesul aerului comprimat în camera chesonului se face printr-un separator de picături de apă și ulei. Tot în scopul purității aerului comprimat adus în frontul de lucru, se utilizează compresoare cu piston de viteză redusă. Rețeaua de aer comprimat este dublă.

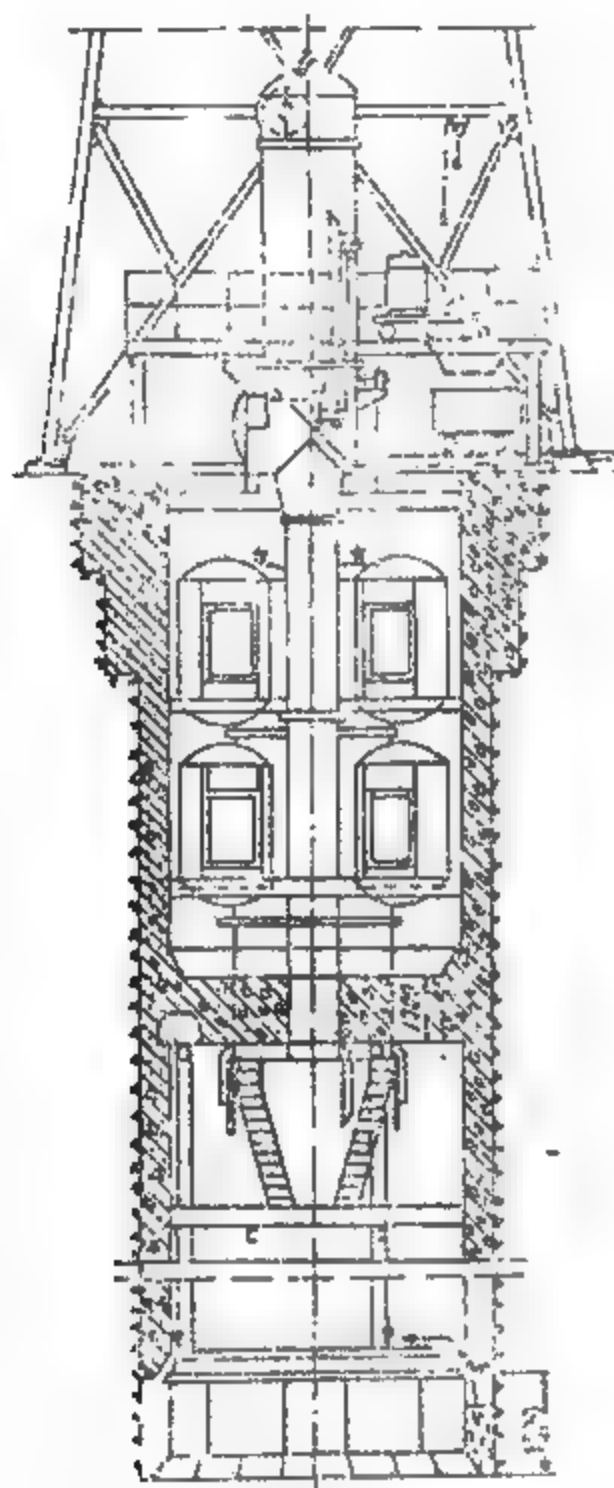


Fig. XIX.293. Montajul ecluzelor în partea superioară a puțului.

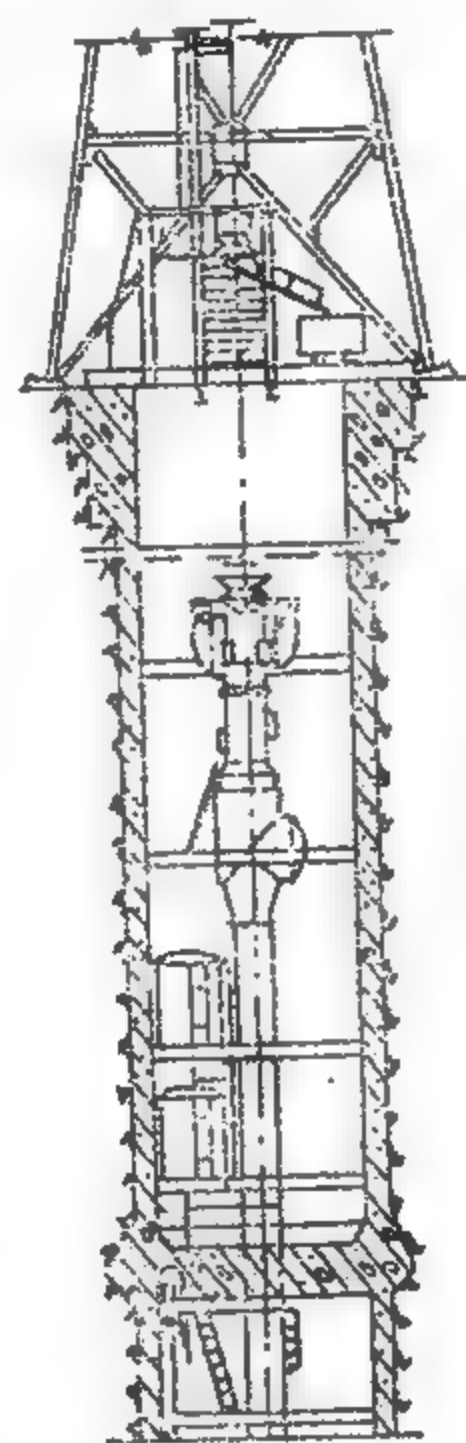


Fig. XIX.294. Montajul ecluzelor în apropierea frontului de săpare.

Tot dublă este și acționarea compresoarelor de aer comprimat: electrică și Diesel. Aparatele de ecluzare se pot amplasa fie în partea superioară a puțului (fig. XIX.293), fie în apropierea frontului de săpare (fig. XIX.294).

Metoda are o mare accesibilitate tehnologică prin aceea că utilajele de bază — compresoarele de aer — constituie o resursă frecventă în industria minieră și cea de construcții.

Campanele de ecluzare sunt construcții metalice relativ simple și ușor la manevrat. Limitele de aplicare a metodei sunt determinate de pragul superior al presiunii în cheson la 20 m sub nivelul apei și de costuri, atunci când pierderile de aer comprimat prin condițiile de lucru sunt exagerat de mari.

5.11.4. SĂPAREA PUȚURILOR PRIN COBORÎREA NIVELULUI HIDROSTATIC

Principiul metodei constă în reducerea presiunii apei în zona de săpare a lucrării pe calea evacuării artificiale cu ajutorul pompelor amplasate în găurile de sondă din jurul puțului. Prin pomparea apelor din găurile de sondă dispuse în apropierea puțului de săpat nivelul lor se reduce și prin aceasta se reduce și debitul viturilor în frontul de lucru, astfel încât să se poată deslășura tehnologia obișnuită de săpare și susținere. În funcție de condițiile naturale de amplasament, se practică asecarea apelor de la suprafață, din frontul de săpare, sau mixtă.

Alegerea schemei de asecare se face pe baza studiilor de teren privind datele hidrogeologice, dimensiunile, forarea și susținerea definitivă a puțului. Din principiul metodei de săpare prin reducerea nivelului hidrostatic al apelor subterane, decurge și domeniul de aplicare definit, în principal, prin capacitatea de filtrare a straturilor acvifere. Experimental este dovedit că reducerea nivelului hidrostatic în frontul de săpare poate fi eficientă la valori ale coeficientului de filtrare de peste 1—2 m/zi. În orice caz, la valori sub 0,5 m/zi ale coeficientului de filtrare a rocilor în zona de amplasament, această tehnologie trebuie înlocuită cu alta dintre metodele speciale.

Găurile de sondă de asecare se amplasează în jurul puțului, la distanță cât mai redusă posibil de aceasta și în numărul necesar, dispuse, de regulă, pe cerc, deși nu totdeauna în practică se poate realiza acest deziderat.

Plecând de la măsurătorile de teren și schema de asecare, se calculează după metodologii verificate, numărul de găuri de sondă, se alege tipul de pompe și regimul lor de funcționare pentru a asigura denivelarea necesară, debitul și durata de lucru a instalațiilor.

Utilajele principale sunt pompele de asecare (tabelele XIX.88 — XIX.92). Pompele de asecare pot fi acționate de la suprafață, prin montarea electromotorului la gura găurii de sondă, sau pot fi acționate cu motoare submersibile, prin amplasarea acestora sub nivelul hidrodinamic al apelor subterane. În industria minieră cel mai frecvent folosit sunt pompele submersibile, care au avantaje în montajul mai operativ și în exploatarea mai fiabilă: se elimină axul de acțiune pe lungimea găurii de sondă de asecare, se reduce masa agregatului, se reduc cerințele de verticalitate a sondelor de asecare.

Calculul parametrilor reducerii nivelului hidrostatic. Parametrii reducerii nivelului hidrostatic se determină după cum urmează:

— Coeficientul de filtrare se obține din documentația hidrogeologică sau din încercările practice efectuate în forajele din perimetrele puțului sau forajele de hidro-observație.

— Raza de acțiune a forajului de asecare (R_f)

$$R_f = R + r_x \quad [m] \quad (5.127)$$

unde: R este raza de influență a forajului, m; r_x — raza sau distanța la care se amplasează forajul de asecare față de axa puțului, m.

În lipsa datelor hidrogeologice, parametrii de mai sus pot fi calculați cu expresia propusă de I. P. Kusakin sau V. Scharadt:

$$R = 2S \sqrt{H \cdot K} \quad (5.128)$$

$$R = 10,2 \sqrt{K} \quad (5.129)$$

Electropompe HEBE

Electropompa	Debit și înălțime totală de pompare										Electromotor			
	5	7	9	11	13	15	20	25	30	33	40	m ³ /h	Tip	P [kW]
FP/30-Hebe 50×2	31	29	25	20,5	15,5							m	S2	4
FP/30-Hebe 50×3	47	43,5	37,5	30,5	23							m	S2	4
FP/30-Hebe 50×4	63	53	50	41	31							m	S2	4
FP/30-Hebe 50×5	79	72,5	62,5	51,5	38,5							m	S2	4
FP/30-Hebe 50×6	95	87	75	62	46,5							m	S3	7,5
FP/30-Hebe 50×7	111	101,5	87,5	72,5	54,5							m	S3	7,5
FP/30-Hebe 50×8	127	116	100	82,5	62							m	S3	7,5
FP/30-Hebe 50×9	143	130,5	112,5	93	70							m	S3	7,5
FP/30-Hebe 50×10	159	146	125	103,5	77,5							m	S3	7,5
FP/30-Hebe 65×2					32	31	28	24	20	15	10	m	S2	4
FP/30-Hebe 65×3					48	46,5	42	36	30	22,5	15	m	S3	7,5
FP/30-Hebe 65×4					64	62	56	48	40	30	20	m	S3	7,5
FP/30-Hebe 65×5					80	77,5	70	60	50	37,5	25	m	S4	10
FP/30-Hebe 65×6					96	93	84	72	60	45	60	m	S4	10
Electromotoare														
Tipul	S2		S3		S4									
Puterea nominală (kW)	4		7,5		10									
Tensiunea (V), conexiunea	380Y/220		380Y/220		380Y/220									
Current nominal (A)	10,5	18	18,53	32,1	21,8	43								
Turația sincronă (rot/min)			3000											
Masa motorului umplut cu apă(kg)	80		102		112									

Tabelul XIX.89

Caracteristicile pompelor submersibile „Nautila” fabricate în Cehoslovacia

Nautila, tip	Debit, Q [l/min]	Înălțime refulare, H [m]			Putere [kW]	Pompă Ø [mm]	Put Ø [mm]
100.P-1252-25 -1253-40 -1254-55	700/1200/1500	62 93 124	53 79 106	12 63 84	18,5 29,5 40,5	241	300
F-1362-32 -1363-45 -1364-60	900/1200/1500	70 105 140	60 90 120	50 75 100	23,5 33 44	241	300
F-862-20 -863-25 -864-32	350/500/700	72 108 144	67 100 134	52 78 104	15 18,5 23,5	211	300
F-874-40	400/600/800	155	142	108	29,5	241	300
F-1043-20 -1044-32		66 88	60 80	42 56	15 23,5	241	300
G-1452-25 -1453-40 -1454-50	100/1500/2000	55 82 110	45 67 90	28 42 56	18,5 29,5 36	165	350
G-1652-32 -1635-45 -1654-68	1100/2000/2800	50 75 100	40 60 80	20 30 40	23,5 33 41	265	350
G-1851-25 -1852-45 150-1853-60	1300/2000/3000	25 50 75	20 40 60	14 28 42	18,5 33 44	262	350

Tabelul XIX.90

Caracteristicile pompelor submersibile fabricate în R.D.G.

Tip	Trepte (nr)	Hman [m]			Q [m³/h]			Tip	Trepte (nr)	Hman [m]			Q [m³/k]		
		minim	mediu	maxim	minim	mediu	maxim			minim	mediu	maxim	minim	mediu	maxim
U 25/133	4	15	35	40				U 80/216	2	25	40	53			
	6	20	50	60					4	45	80	115			
	8	30	65	75					6	70	120	170		40	5
	10	35	85	95					8	90	165	225			
U 52/168	2	25	30	35				U 100/216	2	25	40	55			
	4	50	65	70					4	45	80	115			
	6	75	95	145		6	11		6	70	120	170		65	10
	8	100	125	140					8	95	165	230			
U 40/168	10	125	160	175				U 125/267	1	25	40	50			
	2	25	30	35					2	55	80	95			
	4	55	65	70					3	80	120	145		100	10
	6	80	95	105		10	14		4	105	160	195			
U 50/168	8	105	125	145				U 150/318	1	30	55	65			
	10	135	160	175					2	55	105	135		103	13
	2	20	30	35					3	95	155	205			
	4	40	65	70					1	30	45	60			
U 65/168	6	60	95	110		16	28	U 200/368	2	65	85	120			
	8	85	125	145					3	95	130	185		250	20
	10	104	160	180					4	125	170	245			
	2	25	30	35					1	15	25	35			
	4	50	65	75				U 300/470	2	30	50	75			
	6	75	95	115					3	50	75	115		630	40
	8	100	125	150					4	65	100	150			
	10	130	165	190											

Tabelul XIX.91

Caracteristicile pompelor submersibile fabricate în Polonia

Tip	Q [l/min]	H [m]	Diametrul minim al puțului [m]	Tip	Q [l/min]	H [m]	Diametrul minim al puțului [m]
G-40 I-XII	40	9,8-95,5	130	G-100A (I-VIII)	1 200	19-153	250
	60	8,6-85,0			1 500	18,5-150	
	80	7,0-66,0			1 800	18-144	
	100	5,0-43,5			2 100	12-93	
G-60 I-XII	100	12,5-140		G-100B (I-VIII)	1 000	17-130	
	150	12,0-130	200		1 300	15,5-125	
	200	10,5-114			1 600	14-113	
	250	9,0-94					
G-80A (I-IX)	350	18-162	240	G-125A (I-VI)	1 950	30-175	
	500	18-161			2 300	28,5-167	
	700	17-153			2 700	27-133	
	900	15-131			3 100	25-121	
G-80B (I-IX)	1 100	11-96			3 500	23-114	
	250	34-153	240	G-125B (I-VI)	1 400	27-161	
	400	33-148			1 750	26-156	
	600	27-125			2 100	24-143	
	800	20-90			2 500	24-121	
					2 900	16-80	

în care: S este reducerea nivelului hidrostatic, m; H — înălțimea nivelului static al coloanei de apă; K — coeficient de filtrare, m/zi;

Tabelul XIX.92.

Pompe submersibile fabricate în U.R.S.S.

Tip	Debit [m³/h]	Înălțimea coloanei de refuzare [m]	Puterea electromo- torului [kW]	Diametrul forajului [mm]
6AP 9×6	7,2	50	2,5	150
8AP 9×10	19	100	12	200
10AP 18×6	72	85	35	250
12AP 18×2	198	65	60	300
14AP 18×12	100	280	147	200
PMNL 30×50	30	50	10,5	200
PMNL 30×80	30	80	10,5	200
PMNL 100×100	100	100	45,5	300
PMNL 60×150	60	150	45,5	300
8 APV	5	90	35	150
8 APV	12	120	12	200
10 APV	30	160	35	250
12 APV	60	120	35	300
12 APV	100	120	60	300
APT 60×150	60	150	45	300
APT 30×200	30	200	45	300
APT 70×300	70	300	90	350

Distanța la care se amplasează forajul de asecare pe un contur circular (r_x) este egală cu raza cercului, iar în cazul amplasării forajelor pe perimetrul unui dreptunghi acest parametru se stabilește cu expresia:

$$r_x = \frac{2(a+b)}{2\pi} \quad (5.130)$$

în care a și b este latura lungă și respectiv latura scurtă a dreptunghiului, m.

În situația amplasării forajelor pe un contur avînd un profil oarecare, r_x rezultă din expresia:

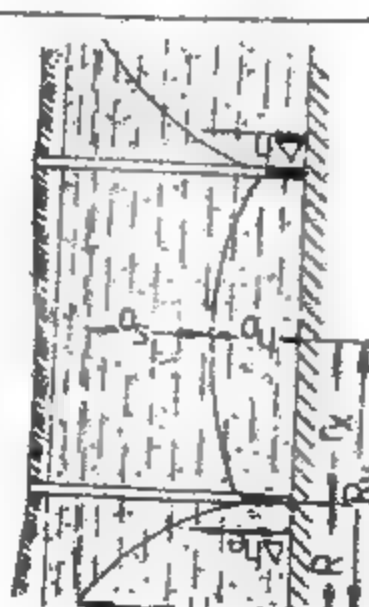
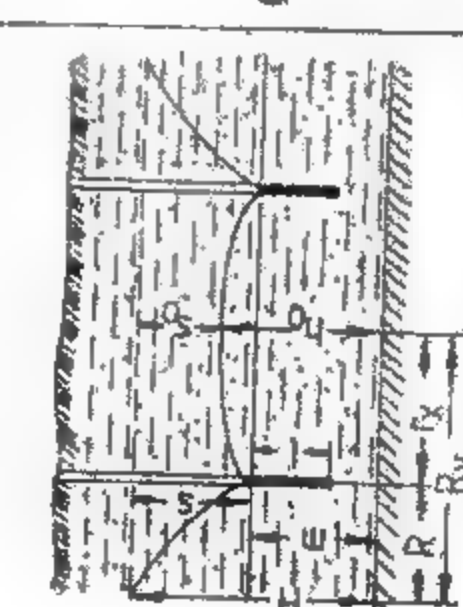
$$r_x = \sqrt{\frac{F}{\pi}} \quad (5.131)$$

în care F este suprafața delimitată de poziția forajelor, m².


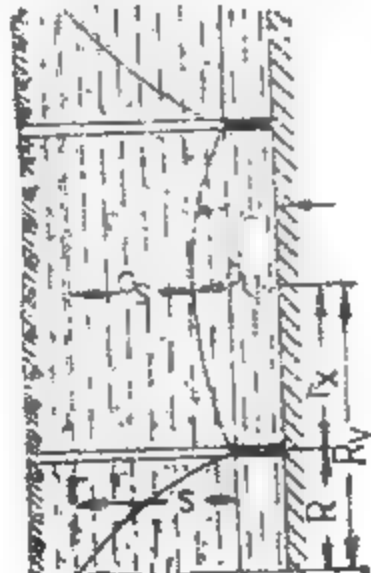
Ecuațiile pentru determinarea debitului forajelor perfecte (foraje care traversează întreaga grosime a straturilor acvifer) sînt prezentate în tabelul XIX.93, iar ecuațiile pentru calculul reducerii nivelului hidrostatic, în tabelul XIX.94.

Tabelul XIX.93

Ecuațiile pentru determinarea debitului Q (m³/h) în foraje perfecte

Tipul acvifer	Trei foraje amplasate pe conturul unui triunghi	Patru foraje amplasate pe conturul unui patrat	Mai multe foraje amplasate pe conturul unui cerc	Semnificația notațiilor din formule
 Strat acvifer sub presiune	$Q = \frac{2\pi \cdot K \cdot m \cdot S}{\ln \left(\frac{R_y^3}{4\sigma^2 r_f} \right)}$	$Q = \frac{2\pi \cdot K \cdot m \cdot S}{\ln \left[\frac{R_y^4}{11,3 \sigma^2 \cdot r_f} \right]}$	$Q = \frac{2\pi K \cdot m \cdot S}{\ln \left[\frac{R_y^4}{n \cdot r_w^{n-1} \cdot r_f} \right]}$	K — coeficientul de filtrare al rocilor, m/h; S — grosimea straturilor acvifer; m și H — grosimea totală a straturilor acvifer sub presiune și lipsit de presiune; S_0 — reducerea proiectată a nivelului hidrostatic, m; r_x — raza de amplasare a forajelor față de axa puțului, m; R_y — raza de acțiune a forajului m; r_f — raza forajului m; σ — jumătatea distanței dintre foraje, m — numărul forajelor.
 Strat acvifer cu nivel liber	$Q = \frac{\pi \cdot K \cdot (2H - S) S}{\ln \left[\frac{R_y^3}{4\sigma^2 \cdot r_f} \right]}$	$Q = \frac{\pi \cdot K \cdot (2H - S) S}{\ln \left[\frac{R_y^4}{11,3 \sigma^2 \cdot r_f} \right]}$	$Q = \frac{\pi \cdot K \cdot (2H - S) S}{\ln \left[\frac{R_y^4}{n \cdot r_w^{n-1} \cdot r_f} \right]}$	

Tehnici pentru determinarea reducerii nivelului apelor subterane

Orizontul m-vifer	Coloana de apă remanentă situată deasupra	Reducerea nivelului apelor subterane	Observații
	<p>IN CENTRUL PUTULUI</p> $h_0 = H - \frac{n \cdot Q}{2\pi K m} \left[\ln R_y - \frac{1}{n} \ln S \right]$ <p>IN ORICE PUNCT DIN LIMITA PILNIEI DE DEPRESIUNE</p> $h_0 = H - \frac{n \cdot Q}{2\pi K m} \left[\ln R_y - \frac{1}{n} \ln S \right]$ <p>(x_1, x_2, \dots, x_n)</p>	$S_0 = H - \frac{n \cdot Q \cdot \ln \frac{R_y}{r}}{2\pi K m}$	<p>Formule propuse de Forheimer</p> <p>h_0 — înălțimea coloanei de apă în forajul de descărcare, m;</p> <p>x_1, x_2, \dots, x_n — distanțele măsurate de la forajul în acțiune până la punctul unde se efectuează măsurătorii asupra reducerii nivelului hidrostatic, m.</p>
	<p>IN CENTRUL PUTULUI</p> $h_0 = \sqrt{H^2 - \frac{n \cdot Q \cdot \ln \frac{R_y}{r}}{\pi K}}$ <p>IN ORICE PUNCT DIN LIMITA PILNIEI DE DEPRESIUNE</p> $h_0 = \sqrt{H^2 - \frac{n \cdot Q}{\pi K} \left[\ln(x_1, x_2, \dots, x_n) \right]}$	$S_0 = H - \frac{n \cdot Q \cdot \ln \frac{R_y}{r}}{\pi K}$	

Strat acvifer sub presiune

Strat acvifer cu nivel liber

5.11.5. SĂPAREA PUȚURILOR PRIN IMPERMEABILIZAREA ROCILOR

Impermeabilizarea rocilor constă în umplerea golurilor și a fisurilor din zona de lucru cu diferite substanțe, în scopul îngrădirii sau chiar a opririi afluxului de apă în frontul de lucru precum și în scopul consolidării masivului de roci prin care se traversează cu puțul. Operația de umplere a golurilor și fisurilor constă din pomparea cimentului, a betonului, a argilei, a bitumenelor topite, sau a unor soluții chimice. De aici se și cunosc diferitele procedee de cimentare, de argilizare, de bituminizare, de silicizare.

În rocile stâncoase fisurate, principala metodă de consolidare și impermeabilizare la care se recurge este cimentarea prin injecții sub presiune, efectuată în găurile de foraj. În cazul rocilor cu fisuri fine se folosesc suspensii de materiale cu granule de dimensiuni mici, argile bentonitice, sau soluții coloidale. Alegerea metodei de impermeabilizare constituie ea însăși o problemă de studiu ce are drept scop alegerea procedurii cel mai fezabil, dar și cel mai ieftin.

Tehnologia de lucru constă din forajul găurilor de sondă de impermeabilizare în zona de lucru, echiparea acestora cu burlane de injecție și pomparea soluției fluide.

Forajul găurilor de sondă este o operație relativ simplă și asimilată industrial atât cu instalații de suprafață cât și cu instalații construite pentru lucrul în subteran.

Toate fazele tehnologice sînt însoțite de operații de măsură și control; forajul se încheie cu măsurătorile de deviație și de permeabilitate, tubarea găurii de sondă se termină prin măsurători de etanșitate și probe de pachere, injectarea însăși se desfășoară prin măsurători de debit și presiune. Distanța dintre găurile de sondă de cimentare forate de la suprafață este practic de ordinul a 2—4 m, în timp ce în cazul cînd ele se forează vertical din frontul subteran al puțului, atunci se amplasează la 1,5—2,0 m distanță una de alta, iar în cazul găurilor de sonde înclinate, săpate tot din frontul subteran, distanța dintre ele este și mai mică (0,8—1,5 m). Adîncimea de foraj este determinată de grosimea ce urmează a fi supusă cimentării. Diametrul găurilor de sondă se alege în funcție de adîncimea de foraj și de instalațiile disponibile și, de regulă, este cuprins între limitele 40 și 100 mm.

Se urmărește ca diametrul de foraj să fie cât mai redus. Prin aceasta se realizează costuri mai mici și pe de altă parte se asigură o viteză de circulație a soluției mai ridicată, astfel încît se evită depunerea solidelor.

Presiunea manometrică inițială de injecție se evaluează după formula:

$$h = H - \gamma_s \cdot h_s - (\gamma_s - \gamma_a) h_c \quad [\text{m H}_2\text{O}] \quad (5.132)$$

în care: H este presiunea inițială de pompaj la limita superioară a zonei injectate, mH_2O ;

h_s — diferența de nivel dintre nivelul hidrostatic al apelor subterane și manometrul sondei, mH_2O ;

h_c — distanța dintre acoperișul stratului acvifer și nivelul hidrostatic al apelor subterane m;

γ_s, γ_a — densitatea soluției respectiv a apei.

Debitul de injecție se determină din condiția ca viteza de circulație în gaura de sondă să depășească viteza critică de depunere a părților solide:

$$Q = s \cdot v_c \quad [\text{l/min}] \quad (5.133)$$

unde:

s este secțiunea de lucru în gaura de sondă, m^2 ;

v_c — viteza critică a fluidului, m/min .

Având debitul inițial și presiunea de lucru, se pot alege pompele de injecție (tabelul XIX. 95). Schema de circulație a fluidului de injecție poate fi deschisă (fig. XIX. 295) sau închisă (fig. XIX. 296).

Tabelul XIX.95

Pompe de ciment

Caracteristica	Tipul de pompă					
	3 PN 40	2 PN 25	2 PN 20	3 PN 15	3PN 7,5	1 PN 1
Numărul cilindrilor	3	2	2	3	3	1
Acțiunea	simplă	dublă	dublă	simplă	simplă	simplă
Diametrul pistonului, mm	80 60 40	100 90 75	101,6 89,2	60	60	60
Debitul, l/min	450 255 115	402; 322 216; 130 104; 70	502 381	178; 108 66; 38	120 62 28	24,8; 18,4 14,2; 7,9
Presiunea, at	34 60 70	33,5 47,5 60	15,2 20,1	35	25	12
Greutatea kg	498	584	—	174	115	23

Fluide de injecție. Cerințele tehnologice față de fluidele de injecție sînt multiple și variază de la caz la caz. Pentru roci fisurate grosier, vîscozitatea poate fi mai ridicată, pentru fisuri fine și roci granulare vîscozitatea ridicată poate fi un mare inconvenient. Alegerea fluidului de lucru constituie obiectul unor studii specializate de laborator. În tabelul XIX. 96 sînt prezentate principalele fluide de injecție utilizate curent. O grupare convențională, desigur a fluidelor de consolidare prin injecții, după scopul urmărit prin această tehnologie specială, are o valoare aplicativă și cuprinde trei părți:

- fluide de umplere a golurilor (rambleiere);
- fluide de monolitizare (consolidare) a terenului;
- fluide de impermeabilizare.

Bituminizarea ocupă un loc aparte în procedeele de injecție a rocilor fisurate, datorită caracteristicilor fizico-chimice ale acestui fluid de injecție, caracterizat prin aceea că nu se dizolvă în apă, nu este spălat de curenții de apă subterană, este puternic anticorrosiv în mediile lichide agresive. Schema instalației de bituminizare este dată în fig. XIX. 297.

Tabelul XIX.96

Fluide de injecție uzuale

Tipuri de fluide	Suspensii		Soluții chimice		Spume	
	Ciment	Argilă + ciment	Bentonită de floclată	Geturi de silicat	Ciment stabilizat	Organice
Natura	Suspensii instabile	Suspensii stabilizate	Lichide	Gel dur	Emulsii gazoase	Circulație puternică de apă
Domeniul de utilizare	Roci fisurate	Pietriș și roci fisurate	Nisip, injecție secundară în roci		Goluri	
Conducerea injectării	Presiune de refuz					Umplere
Prețul relativ al substațiilor pentru 1 m ³ , după Cambefort (1977)	4,2 pentru $\gamma_d = 1,5$	1	0,8-1	2-4	6	10-500
						1,2
						10

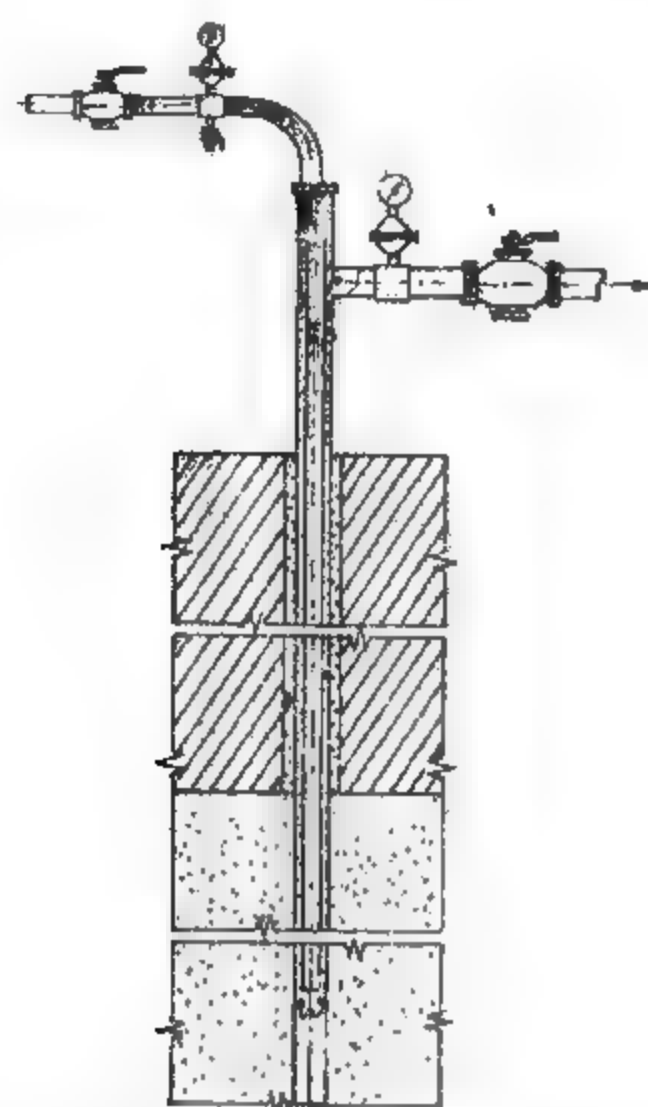


Fig. XIX.295. Sondă de injecție în schemă deschisă.

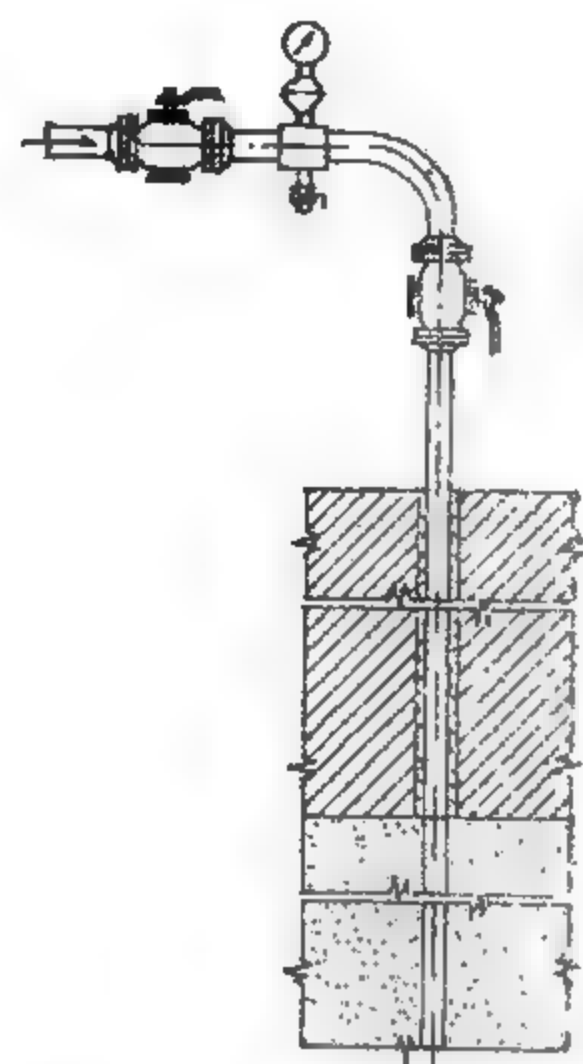


Fig. XIX.296. Sondă de injecție în schemă închisă.

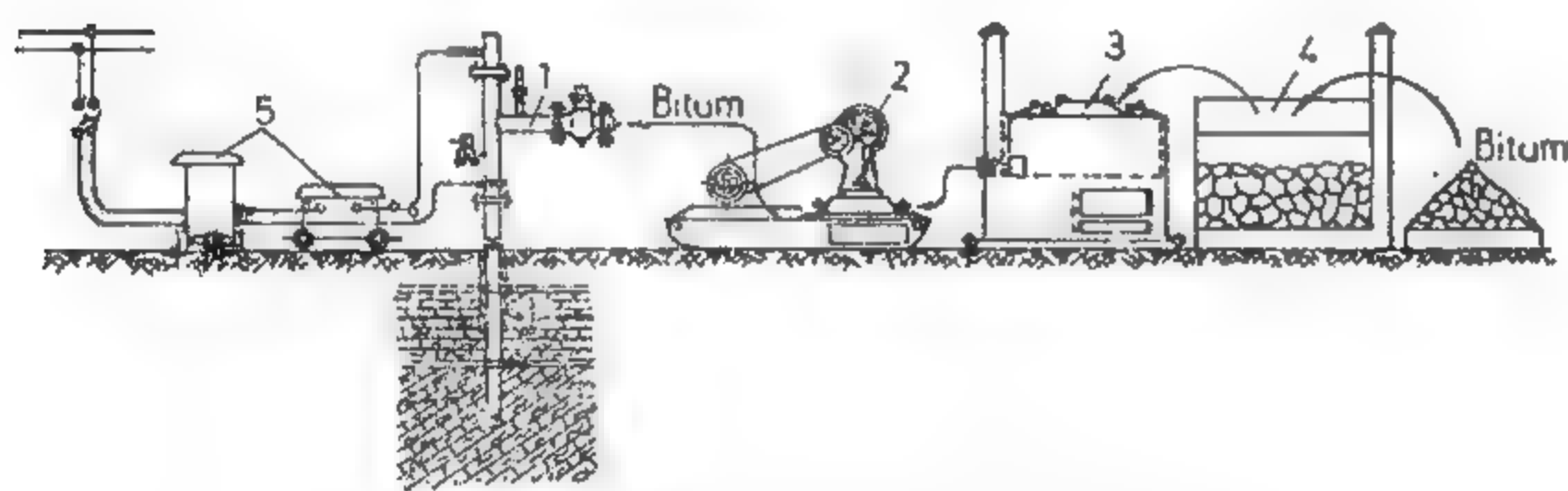


Fig. XIX.297. Schema instalației de bituminizare :

7 — cap de injecție; 2 — pompă; 3 — încălzitor; 4 — uscător; 5 — transformator reglabil.

5.11.6. SĂPAREA PUȚURILOR PRIN METODA ÎNGHEȚĂRII

Principiul metodei consolidării rocilor prin frig artificial constă în solidificarea apei lichide în împrejurimea frontului de săpare, pe durata lucrărilor de construcții. Peretele protector de rocă înghețată îndeplinește una din următoarele funcțiuni, sau ambele simultan: izolare hidraulică și protecția mecanică a frontului de săpare și susținere. Rezistența mecanică a rocilor înghețate crescând cu scăderea temperaturii lor, metoda prezintă avantajul reglării capacității portante a peretelui protector de masiv înghețat.

Peretele protector de rocă înghețată se realizează prin găuri de sondă de înghețare (fig. XIX, 298) forate pe conturul exterior puțului și prin care circulă fluidul refrigerat. Temperatura fluidului refrigerat și durata de înghețare determină, în principal, dimensiunile peretelui protector de rocă acviferă înghețată.

Instalația de consolidare prin frig a rocilor va avea, în consecință, trei componente principale: stația frigorifică, rețeaua de distribuție și găurile de sondă de înghețare care joacă rolul unui schimbător de căldură în sol. Stația frigorifică poate fi construită pe principiul absorbției sau pe cel al compresiei. În unele cazuri, când condițiile termofizice o indică, se folosește azotul lichid ca agent de evacuare a căldurii din găurile de sondă de înghețare. Dat fiind caracterul pronunțat temporar al funcționării stației frigorifice la construcțiile subterane, cel mai frecvent se recurge la varianta constructivă a stației frigorifice ce lucrează prin compresie, în execuție staționară sau mobilă, de regulă sectionată transversal în trei secțiuni: de compresie, de condensare și de evaporare (fig XIX, 299).

Parametrii termodinamici ai procesului frigorific — temperatura agentului, presiunea agentului în diferite etape ale ciclului, temperatura agentului de condensare, temperatura agentului refrigerent, debitele și reglajul lor — constituie obiectul proiectului ingineresc al stației frigorifice și aceștia se stabilesc după cerințele procesului, după utilajul folosit și mijloacele de realizare (apa de răcire, aerul de răcire, energia electrică etc.).

Procesul de consolidare a peretelui de rocă înghețată mai cuprinde, în afară de forajul găurilor de sondă și echiparea lor cu conductele de răcirii și aparatura de urmărire, măsură și control. La puțuri de adâncime ce depășește 100 m, operația de foraj devine mai pretențioasă sub aspectul verticalității găurilor de sondă. Măsurarea derivației găurilor de sondă de înghețare și de control se face cu aparate de construcție și precizie adecvate. Procesul înghețării este urmărit prin găuri de sondă de observații hidraulice și de măsurători termice. Controlul grosimii peretelui de rocă înghețată se poate face și prin măsurători cu ultrasunete din găurile de sondă de înghețare și control.

Fig. XIX.298. Sonda de înghețare :

7 — buran de înghețare; 2 — tubing; 3 — șiu de etanșare.

Rezistența rocilor înghețate este parametrul fizic pe care se bazează principiul metodei consolidării rocilor acvifere prin frig artificial. Prezența apei în cantități mari și proporții ce fac ca nisipurile să devină instabile, conținutul în săruri, temperatura și viteza de mișcare a fluidelor reprezintă date ce trebuie cercetate în prealabil pentru proiectarea tehnologiei.

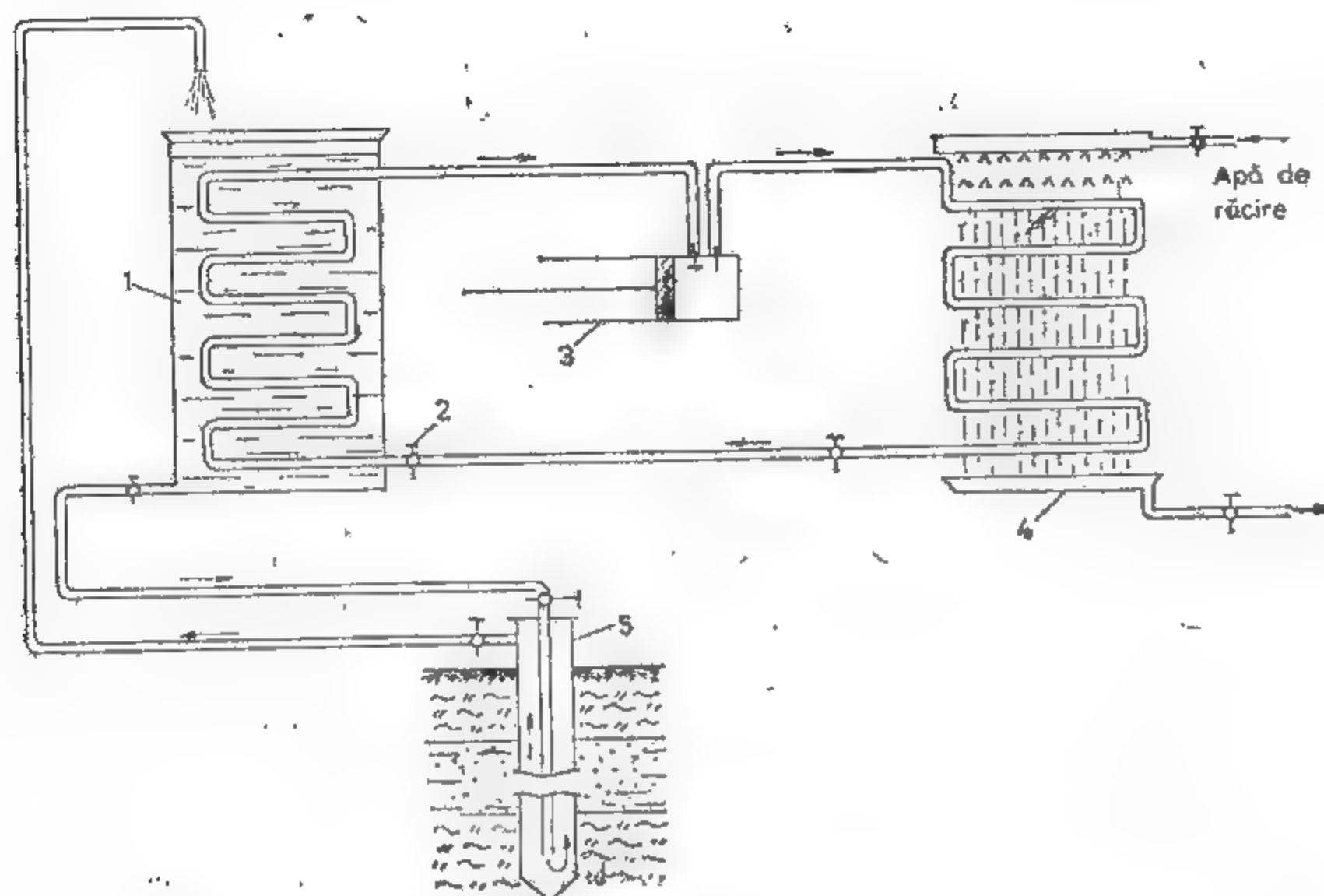


Fig. XIX.299. Schema instalației frigorifice cu compresie:

1 - evaporator; 2 - ventil de reglaj; 3 - compresor; 4 - condensator; 5 - sondă de înghețare.

Cercetările experimentale asupra proprietăților mecanice ale rocilor acvifere ca nisipuri, marne, argile au plecat de la conceptul (1887) potrivit căruia roca înghețată este un material elastic, cu timpul dovedindu-se caracterul elasto-plastic-viscos al deformărilor (1937, 1961). În accepțiunea contemporană, rezistența mecanică a rocilor înghețate este condiționată de forțele de adeziune între componentele acestor roci - particule minerale, gheață și apa neînghețată. Astfel, se poate vorbi de o analogie între nisipurile înghețate și betonul obișnuit, rolul cimentului fiind jucat de cristalele de gheață ce leagă particulele de nisip sau marnă între ele. Cu cât granulația părții solide este mai mare cu atât rezistența mecanică a rocii înghețate este mai mare. Iar cu scăderea temperaturii, rezistența mecanică a rocii înghețate crește (fig. XIX. 300).

Mulțimea și gradul variabil de influență a diferiților parametri termomecanici (umiditate, granulație, aderență, constantele termice) ai rocilor acvifere asupra rezistenței mecanice în domeniul temperaturilor negative impun încercări de laborator pe probe prelevate din locația puțului, în scopul determinării datelor certe de calcul. Mai este de reținut și faptul că rezistența mecanică a rocilor acvifere înghețate aflate sub sarcină scade cu timpul (fig. XIX. 301).

Viteza de înghețare a apei depinde nu numai de diferența de potențial termic între aceasta și sursa de frig, ci și de starea ei de agregare. Procesul de coborire a temperaturii când apa își schimbă starea sa de agregare - lichid-solid cuprinde trei etape (fig. XIX. 302). Durata cea mai mare (80%) din timpul consolidării prin înghețare o are evacuarea căldurii de solidificare a apei.

Procesul de consolidare rocilor prin frig are la bază fenomenul de transfer al căldurii de la masiv la saramura refrigerentă răcită. Schimbul termic de frig se realizează prin conductivitate, convecția și radiația fiind aproape total absente. Coeficientul de conductivitate termică, λ [kcal/m · h · grd.], pentru apă este variabil cu temperatura dar în diapazonul de temperaturi în care se lucrează, valoarea acestuia este în medie 0,5 kcal/m · h · grd.

Pentru roci, variația lui are caracter neliniar, după cum este direcția de propagare a căldurii față de suprafața de clivaj, depinzând și de granulație și porozitate. În aceste condiții se recurge la calcule de valori medii. Dată fiind dependența aproape liniară dintre rezistența mecanică a rocilor înghețate și temperatura de consolidare, este necesară să se cunoască timpul de temperaturi în zona înghețată și în zona răcită, care, pentru cazul săpării unui puț vertical, se prezintă ca în fig. XIX. 303. Același tablou, schimbându-i unitățile de măsură, este cel al rezistenței mecanice al rocilor înghețate.

Tehnologia de lucru. Săparea găurilor de sondă de înghețare se face cu instalații obișnuite pentru adâncimi relativ mici (100-1000 m) și la diametre de gaură între 100 și 200 mm. Amplasamentul găurilor sondelor de înghețare se face în exteriorul puțului în săpare, pe un cerc de diametru (D_0) mai mare decât diametrul puțului - D (inclusiv pin-

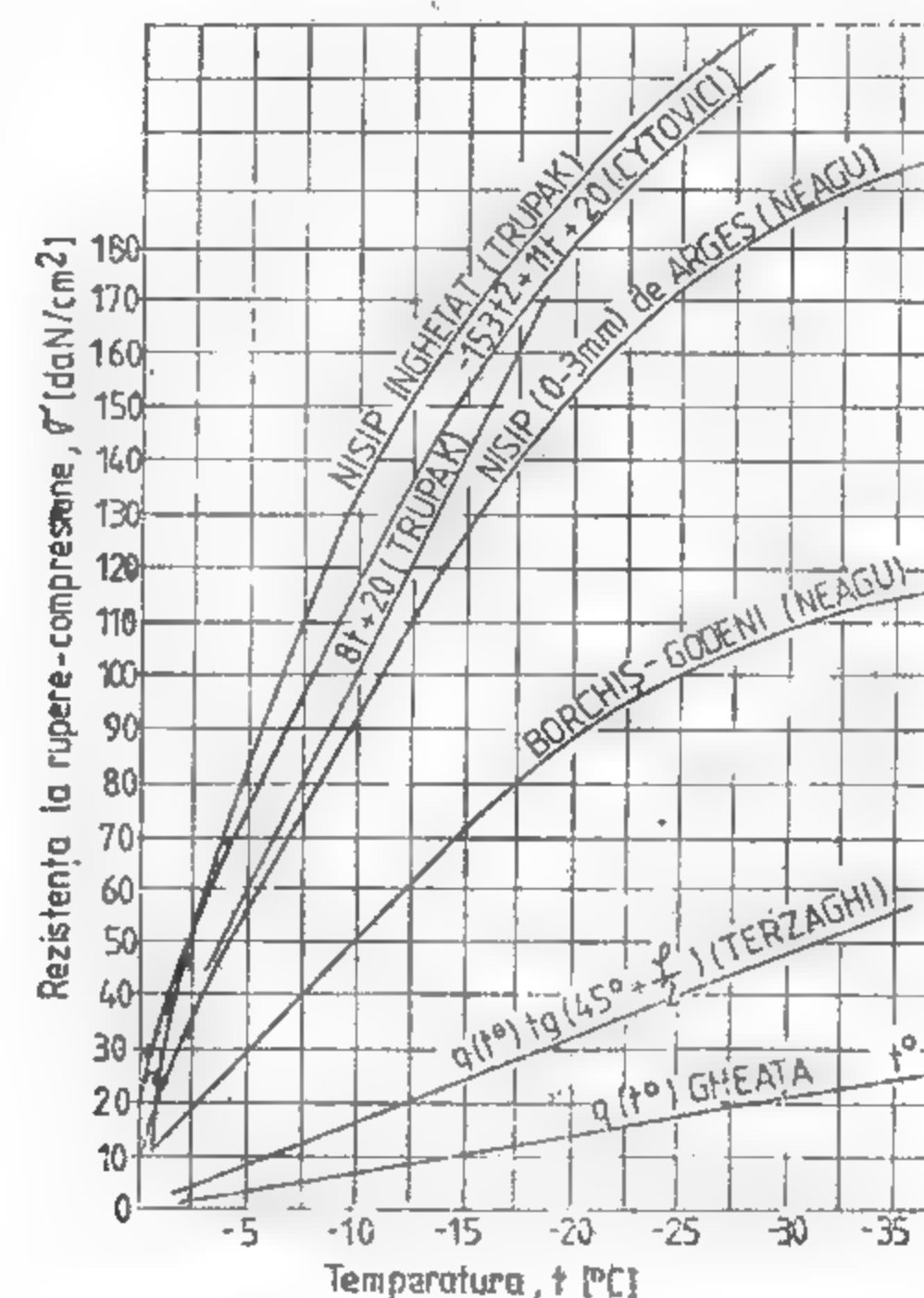


Fig. XIX.300. Rezistența la compresiune uniaxială.

tenul de sprijin) cu 1,2 ori grosimea peretelui de roca înghețată (E) și cu distanțele de deviație medie a sondelor (a).

$$D_0 = D + 2 \cdot 0,6 E + a \quad [m] \quad (5.134)$$

Numărul găurilor sondelor de înghețare depinde de diametrul de amplasare a acestora (D) și de distanța dintre ele (l)

$$N = \frac{\pi D_0^2}{l} \quad (5.135)$$

Distanța (l) dintre găurile de sondă oscilează în funcție de datele termofizice ale terenului și de condițiile tehnologice de foraj, între 0,5 și 3 m. La puțurile de mină de diametre curente, adică de la 3,0 m la 6,0 m, distanța dintre găurile de sondă ce se adoptă frecvent este de 1,0-1,5 m.

Găurile de sondă de control se amplasează și se sapă numai după ce s-au săpat cele de înghețare și s-a făcut operația de măsurătoare a deviației lor. Găurile de sondă de înghețare se probează la presiune, în scopul verificării integrității lor și se cuplează la rețeaua de distribuție a saramurii refrigerente. Înghețarea rocilor la dimensiunile peretelui protector necesar (perioada activă) odată încheiată, se poate trece la săparea puțului, susținerea lui (perioada pasivă de lucru a stației frigorifice) și apoi la decuplarea sondelor de la stație și dezghețarea masivului.

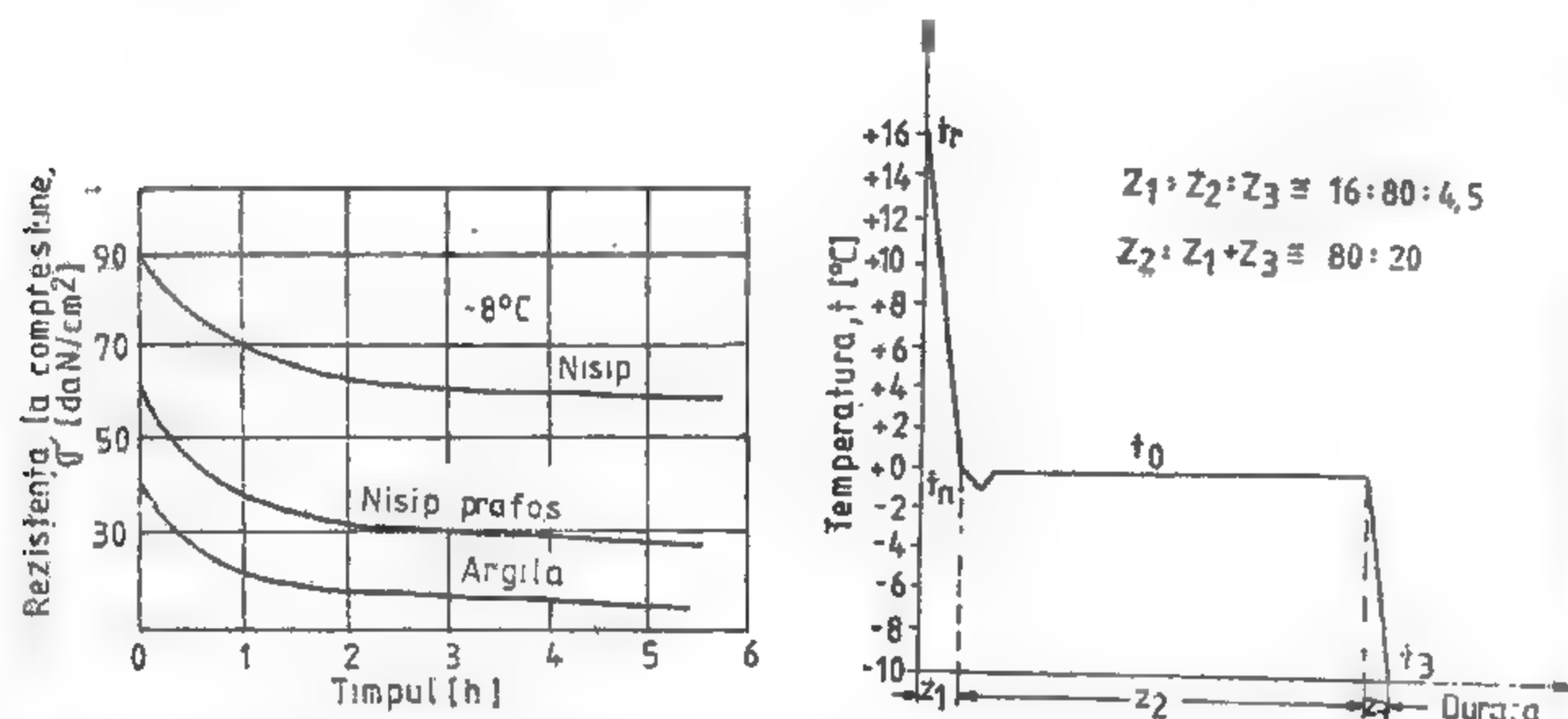


Fig. XIX.301. Rezistența de durată la compresiune.

Capacitatea stației frigorifice. Volumul rocilor înghețate (V) constituie scopul funcțional al instalației frigorifice și se determină plecând de la datele puțului: adâncime, diametrul de săpare, dimensiunea pintenilor, grosimea peretelui de rocă înghețată.

Consumul global de frig pentru înghețarea rocilor (Q) depinde de proprietățile termofizice ale acestora și de regimul de transfer termic. Astfel, pentru a cobori temperatura unui volum unitar (1 m^3) de la cea naturală la -10°C , este necesar un consum specific de frig de $15\,780 \text{ kcal}$ la 10% umiditate și de $50\,100 \text{ kcal}$ la 50% umiditate. Pentru nisipul acvifer cu 35% umiditate se consumă, la 1 m^3 , următoarele cantități de frig:

2 800 kcal pentru a-l cobori temperatura la $\pm 0^\circ\text{C}$;

2 800 kcal pentru a-l prelua căldura latentă de solidificare a apei;

1 750 kcal pentru a-l cobori temperatura la -20°C ;

29 880 kcal pentru răcirea părților solide din rocă până la -10°C . Consumul unitar de frig ($q = 37\,230 \text{ kcal}$) reprezintă consumul total de frig pentru 1 m^3 de nisip acvifer în scopul de a-l îngheța la -10°C .

Consumul global de frig:

$$Q = q \cdot V \quad [\text{kcal}] \quad (5.136)$$

Consumul de frig în pierderi prin fluxul terestru:

$$Q_1 = F \cdot r \quad [\text{kcal}] \quad (5.137)$$

prin suprafața masivului (F) și cu fluxul unitar (r) de pierderi.

Capacitatea de transfer termic a găurilor de sondă de înghețare:

$$Q_s = F_s \cdot K \quad [\text{kcal}] \quad (5.137)$$

unde sarcina termică specifică (K) a găurilor de sondă variază de la $700\text{--}800 \text{ kcal/m}^2 \cdot \text{h}$, la începutul procesului, la $124\text{--}150 \text{ kcal/m}^2 \cdot \text{h}$ când izoterma de $\pm 0^\circ\text{C}$ s-a îndepărtat la $1,5\text{--}2,0 \text{ m}$ de găurile de sondă.

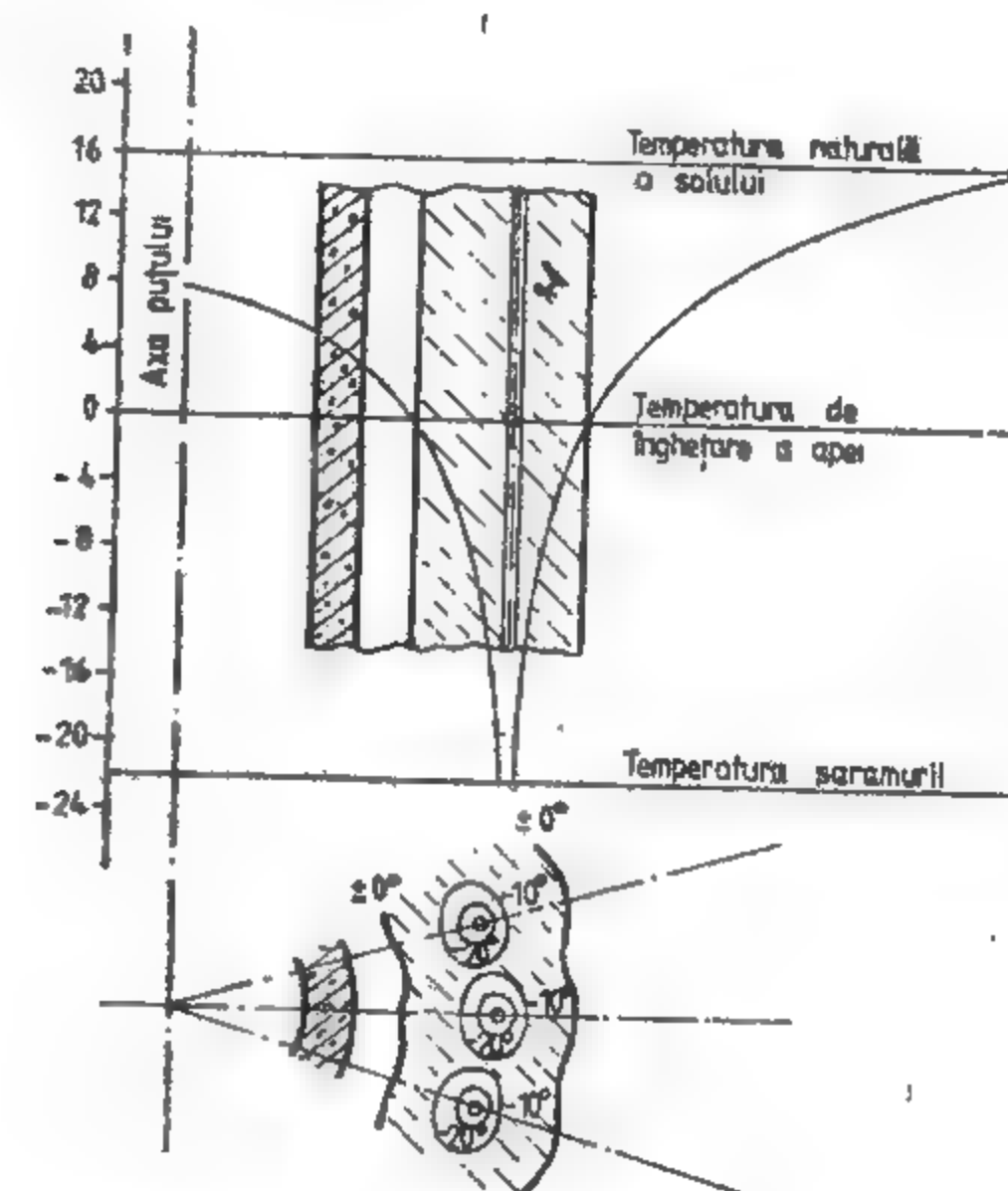


Fig. XIX.303. Cîmpul termic al sondelor.

Pentru temperaturi de ordinul a -20°C în agentul frigorific crud, valoarea factorului K se evaluează la $225 \text{ kcal/m}^2 \cdot \text{h}$.

Timpul (durata) de înghețare se determină din relația de bilanț termic:

$$T = \frac{Q}{Q_s - Q} \quad [\text{h}] \quad (5.138)$$

$$T = \frac{Q}{Q_s - Q_1} \cdot \frac{1}{24} \quad [\text{zile}] \quad (5.139)$$

Durata înghețării pasive depinde de durata săpării puțului și în acest regim se lucrează cu $1/3$ din capacitatea nominală frigorifică.

5.11.7. SĂPAREA PUȚURILOR PRIN FORAJ CU DIAMETRU MARE

Săparea puțurilor verticale prin foraj cu diametrul mare al găurilor de sondă este de dată relativ recentă și a luat o anumită amploare în unele țări ca S.U.A., U.R.S.S., R.F.G. ș. a. după anul 1955, iar la noi în țară după anul 1970. Înainte de 1955 s-au forat unele puțuri miniere dar cu totul izolat, dată fiind lipsa de tehnologii, aparatură și utilaje.

Intensificarea exploatarea de uraniu după 1955 și trecerea la exploatarea zăcămintelor carbonifere de adâncime au impus executarea de lucrări verticale, puțuri și suitori cu termene mult mai scurte față de posibilitățile de execuție prin metode miniere de săpare obișnuite. În această perioadă s-au construit, în special după anul 1963, instalații speciale de foraj de sonde cu diametrul mare și s-au perfecționat sculele de foraj. În prezent se execută găuri de sondă cu diametre de 3-5 m și adâncimi până la 1 000 m precum și puțuri cu diametre de 6,00 și 8,75 m și adâncime de 600 m.

Execuția găurilor de sondă cu diametre mari este costisitoare, dar o analiză profundă a comparabilității cu metodele obișnuite miniere de săpare a puțurilor verticale arată avantaje mari pentru metoda de săpare prin foraj, avantaje care constau în: timpul de execuție redus; eliminarea accidentelor umane și îmbolnăvirile profesionale, prin faptul că toate lucrările de săpare se execută de la suprafață, iar utilajele și aparatura pot fi folosite și pentru alte lucrări.

În România săparea puțurilor verticale prin foraje a început cu forarea unor găuri de sondă de 1,22—1,82 m pentru suitori, iar în anul 1878 s-a început săparea primului puț vertical cu diametrul de 3,62 m și adâncimea de circa 300 m.

Metode de foraj cu diametre mari. O clasificare generală a metodelor de săpare prin foraj în sistem rotativ a puțurilor verticale, folosite în prezent, este următoarea:

- foraj cu diametru mare în sistem descendent (blind drilling);
- foraj cu diametru mare în sistem ascendent (raise boring);
- foraj cu diametru mare pe principiul șnecului.

Aplicarea metodei prin foraj rotativ descendent se poate face folosind unul din următoarele procedee de lucru:

- săparea propriu-zisă cu tăierea secțiunii găurii de sondă într-o singură treaptă sau cu mai multe trepte cu diametre de săpare diferite.
- cu sisteme de circulație diferite (inversă prin aer lift sau absorbție, cu sau fără injecție suplimentară de fluid la rolele sapei, circulație directă sau inversă folosind diferite fluide de foraj);
- realizarea rotației de la suprafață de către masa rotativă sau cap hidraulic motor, prin turbine de fund și pe principiul șnecului.

Forajul pe toată secțiunea puțului vertical într-o singură treaptă, cu circulația directă sau inversă cu orice fluid de foraj, dezvoltă cupluri mari la masa rotativă și garnitura de prăjină. Pentru reducerea cuplului rezistent al garniturii și al masei rotative sau capului hidraulic motor se folosește procedeul de foraj în mai multe trepte de diametre diferite de săpare. Acest procedeu însă are dezavantaje mari legate de timpul mare de execuție și de unele aspecte de ordin tehnologic privind lărgirea găurii de sondă (de colmatarea pereților, evacuarea detritusului etc.).

Ca instalații de foraj în sistemul rotativ descendent s-au folosit inițial instalații de tip petrol, adaptate noilor cerințe tehnologice și ulterior s-a trecut la construcția de instalații speciale cu acționare hidraulică sau combinată (mecanică și hidraulică) (fig. XIX. 304 și fig. XIX. 305).

Metoda forajului rotativ descendent constă în executarea descendentă a unei găuri de sondă pilot cu diametrul de 240—312 mm până la orizontul inferior și apoi lărgirea găurii pilot în sens ascendent până la diametrul final al puțului.

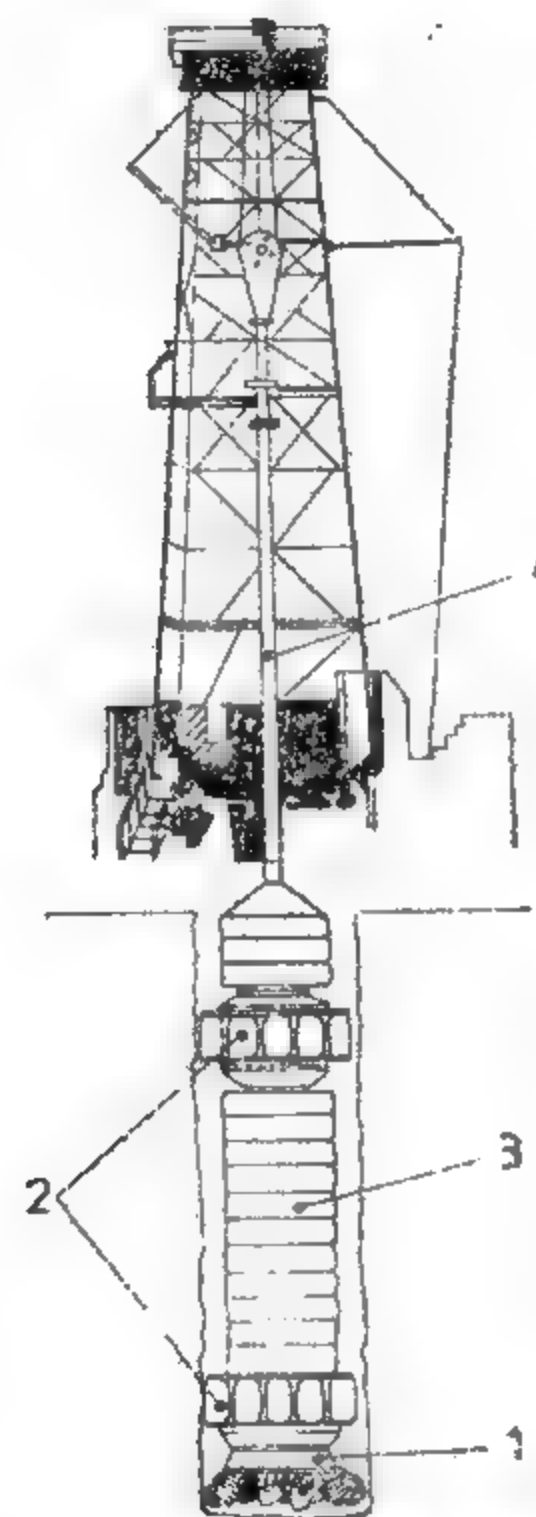


Fig. XIX.304. Instalație adaptată și completată pentru foraj descendent cu diametru mare:

1 — sapă; 2 — stabilizatori-correctori rotativi; 3 — prăjini grele; 4 — prăjini de foraj.

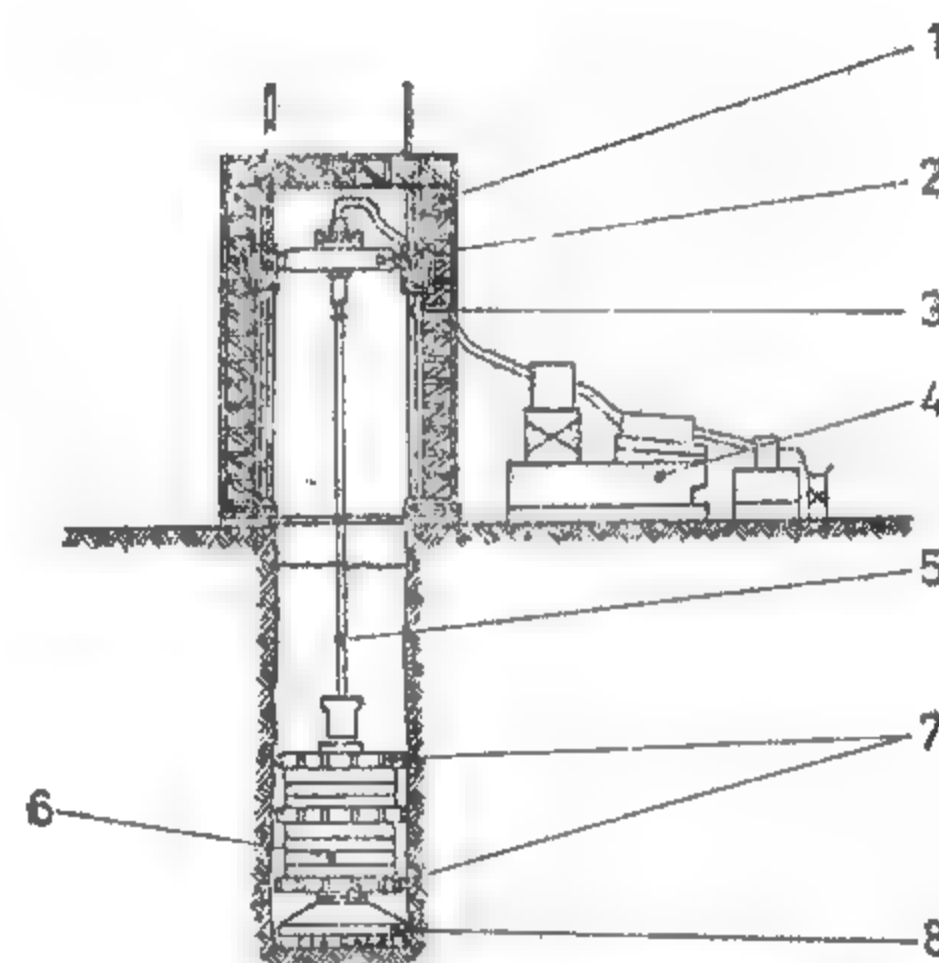


Fig. XIX.305. Instalație hidraulică special construită pentru foraj descendent cu diametru mare:

1 — cadru de susținere; 2 — suport pentru cap hidraulic și masă rotativă; 3 — cilindri hidraulici; 4 — instalație hidraulică de forță; 5 — prăjini de foraj; 6 — prăjini grele; 7 — stabilizatori-correctori (rotativi); 8 — sapă.

Această metodă se aplică când există deschis prin lucrări miniere un orizont inferior. Instalațiile folosite sînt acționate hidraulic și au gabarite reduse. Inițial s-au construit instalații pentru diametre maxime de 2,4 m și adâncimi de 200 m, apoi s-a trecut la diametre de 3,20 m și adâncimea de 300 m, iar în ultimii ani s-au construit instalații pentru diametre ale puțului vertical de 6 m și adâncimi de 300-600 m, acestea putînd lucra fie ascendent, fie descendent. Metoda prezintă avantajul timpului redus cu aproape 70—75% față de metoda de săpare minieră obișnuită. În fig. XIX.306 este prezentată metoda de săpare prin foraj ascendent în cele două faze: executarea găurii pilot (a) și lărgirea (b).

Tehnologia forajului descendent. Tehnologia forajului descendent este complexă și destul de variată, caracterizată în principal prin: solicitări mari de tracțiune, compresii și în special de torsiune, datorită diametrelor mari de săpare și consolidare a puțu-

rilor și de adâncimea acestora; uzura sculelor tăietoare ca urmare a tăriei diferite a rocilor traversate; realizarea verticalității găurii de sondă cu diametru mare, până la o deviere de maxim $1/4^\circ$ la talpă; necesitatea dimensionării sculelor și a materialului tubular și a utilajelor de manevră și rotație folosind coeficienți de siguranță mai mari de 3; alegerea unui program de construcție a găurii de sondă adecvat condițiilor geologice.

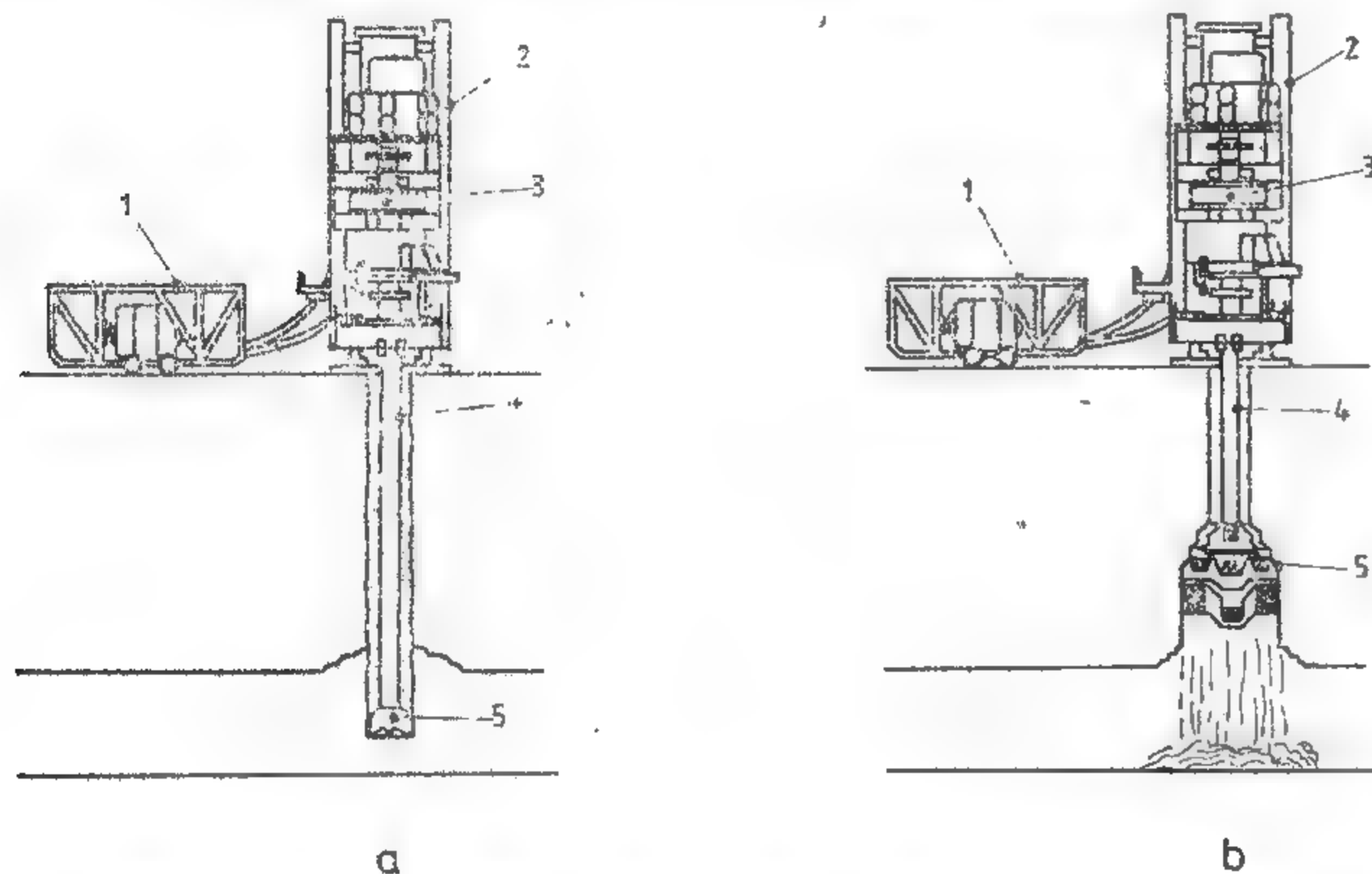


Fig. XIX.306. Instalație de foraj pentru săparea puțului vertical prin foraj rotativ ascendent :

a — foraj descendent pentru gaura de sondă pilot; b — largirea ascendentă; 1 — instalație hidraulică de forță; 2 — cadru de susținere; 3 — instalație de rotație; 4 — prăjină de foraj; 5 — sapă pilot (respectiv sapă pentru largire).

Pentru săparea în asemenea condiții, s-au conceput și realizat instalații speciale de foraj, sape, stabilizatori-corectori, prăjini grele, prăjini de antrenare precum și echipamente și scule pentru manevră și rotirea sapei, aparate de măsură și control al parametrilor de foraj, toate acestea fiind în continuă creștere și perfecționare.

Sape de foraj. Sapele pentru diametre mari au cunoscut o evoluție constructivă continuă. În forajul descendent al găurilor de sondă cu diametre mari, se folosesc următoarele variante constructive:

- sape cu fața plată (dreaptă), cu tăierea secțiunii găurii de sondă într-o singură treaptă;
- sape etajate cu rolele amplasate la nivele diferite, cu tăierea secțiunii găurii de sondă într-o singură treaptă;
- sape lărgitoare, pentru tăierea secțiunii găurii de sondă în 2—4 trepte de diametre diferite;

— sape de tipul celor folosite în industria petrolieră, cu dimensiuni corespunzătoare tăierii pe întreaga secțiune a găurii de sondă prin metode de foraj cu turbine paralele cuplate.

La orice tip de sapă cu diametru mare se disting următoarele părți componente: corpul sapei, rolele și sistemul de evacuare și injecție a fluidului de foraj.

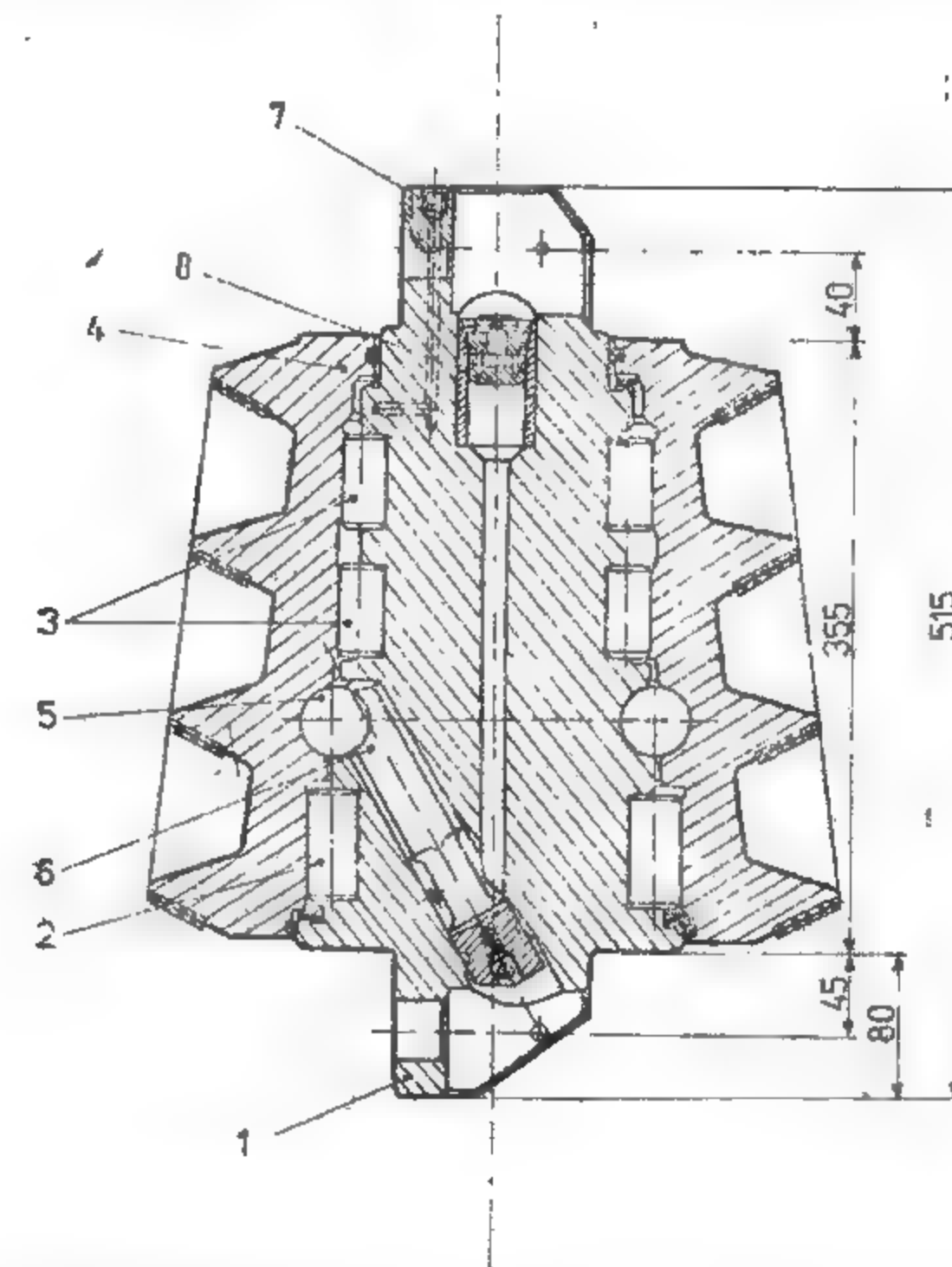


Fig. XIX.307. Rolă cu discuri tip MC construită în România :

1 — axul rolei; 2, 3, 5 — rulmenți; 4 — disc; 6, 7, 8 — sisteme de ungere.

Corpul este din oțel în construcție sudată, având înglobat sistemul de evacuare a fluidului de foraj cu sau fără detritus și de injecție de fluid foraj (noroi sau apă) la rolele sapei.

În mod obișnuit corpul sapei are secțiune circulară, fiind prevăzut la ambele capete cu flanșe pentru asamblarea prin șuruburi și bolțuri, la partea superioară cu stabilizator corector de foraj, iar la partea inferioară pentru fixarea rolelor pe suporti sudați.

Rolele tăietoare au marcat, de asemenea, o evoluție de la cele folosite în forajul obișnuit la role de tip minier, reprezentând construcții robuste pe 2—4 rulmenți. Prin aceasta s-a realizat o micșorare a numărului de role și o creștere a diametrului acestora, obținându-se astfel o reducere a apăsării pe sapă și o micșorare a uzurii ca urmare a reducerii turației prin mărirea diametrului rolelor.

Din punct de vedere constructiv rolele se pot grupa în trei categorii: role cu discuri, cu dinți și role cu inserții.

— Rolele cu discuri sunt formate dintr-un număr de discuri amplasate pe un ax central, fixat pe suportul sudat de corpul sapei. Discurile pot fi lise, armate cu material dur sau insertate. Sub rotirea discului acest tip de role produce sfărâmarea rocii în bucăți mari, iar restul de rocă dintre fețele discului este sfărâmat mărunț, prin tensiunea aplicată de disc asupra rocii.

În România se construiesc role cu discuri de tip MC pentru sape de 4,078 m, folosite în roci de tărie medie până la tari și neabrazive (fig. XIX. 307).

— Rolele cu dinți frezați sunt construite din oțeluri dure, șirurile de dinți având lamele tăietoare orientate spre exteriorul rolei conice. Se folosesc pentru forajul în roci moi până la semitari. În U.R.S.S. se construiesc astfel de role de tip M pentru sapa de 4,978 m (fig. XIX 308).

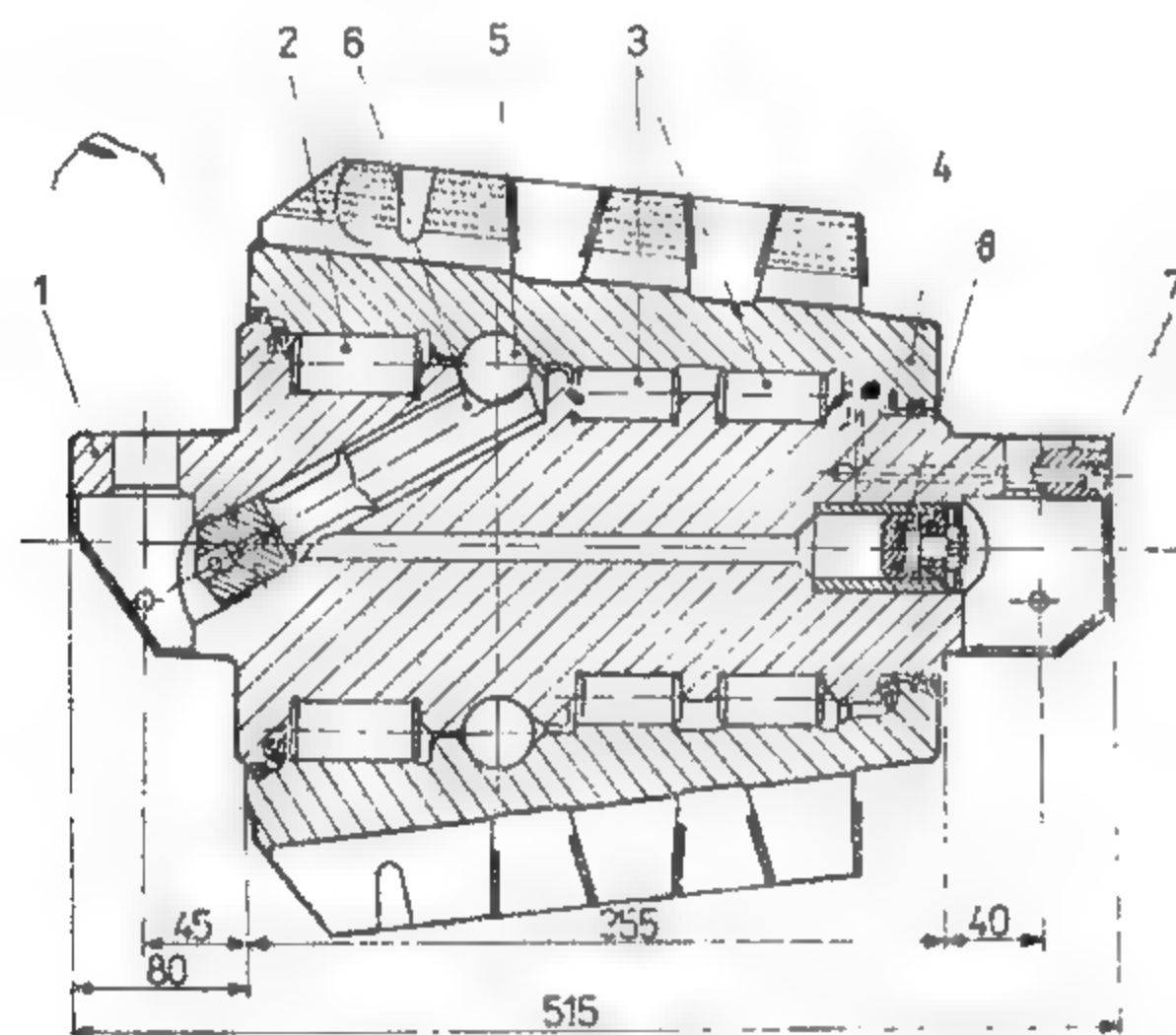


Fig. XIX.308. Rolă cu dinți frezați, tip M:

1 — axul rolei; 2, 3, 5 — rulmenți; 4 — corpul dinților; 6, 7, 8 — sistemul de ungere.

— Rolele cu inserții, numite și role cu dinți insertați sau role cu butoni, au inserțiile realizate prin procedee metalurgice speciale constând din presare în rola conică și sinterizare în mai multe etape. Inserțiile sunt construite din carburi de wolfram și de cobalt, acestea din urmă având rol de liant.

Rolele cu inserții au o durabilitate mare chiar și în roci tari și abrazive și o viteză mare de penetrație chiar și după uzura dinților.

În tabelele XIX. 97 și XIX. 98 sunt date tipul și structura rolelor construite în S.U.A. pentru forajul descendent și ascendent.

În forajul cu diametre mari sapele participă cu aproximativ 15% la costurile de săpare propriu-zisă.

Tabelul XIX.97

Structura și tipul rolelor construite de firma Hughes Tool Co — S.U.A. pentru foraj descendent

Categorie de tărie a rocii	Structura rolei	Seria și tipul rolei		
		8	12	15
Moale... medie, neabrazivă Medie... tare, neabrazivă Tare și abrazivă Extratate și foarte abrazivă	Dinți frezați, din oțel Discuri multiple Inserții din carburi de wolfram tip HH1H Inserții din carburi de wolfram tip CHHX	× × ×	× × × ×	× × ×

Tabelul XIX.98

Structura și tipul rolelor construite de firma Smith Tool Co — S.U.A. pentru foraj descendent și ascendent

Structura și tipul rolei	Categoria de tărie și abrazivitatea rocilor	Metoda de foraj
Discuri multiple, tip D2, D3, D4 Discuri multiple insertate, tip D5, D6 și D7 Discuri insertate tip D8 și D9	Moale... tare, neabrazivă Moale... tare și abrazivă Medie... tare, abrazivă, dar casantă sau friabilă Moale... medie, neabrazivă Medie... tare, neabrazivă Medie-tare... tare și abrazivă Tare și extratate și foarte abrazivă	Ascendent, dislocare de bucăți mari Ascendent, dislocare de bucăți mari Ascendent, dislocare de bucăți mari Descendent Descendent Descendent sau ascendent Descendent sau ascendent
Dinți frezați, din oțel tip DT Dinți frezați tip 2 Insertate, tip 7 Insertate, tip 8 și 9		

Programe de construcție a găurilor de sondă cu diametre mari. Diametrul util al puțurilor verticale, executate prin găuri de sondă cu diametru mare este standardizat și se stabilește în funcție de destinația puțului. Consolidarea pereților găurii de sondă cu diametru mare se poate face cu burlane de oțel.

În cazul unei găuri de sondă cu diametru unic consolidarea pereților cu burlane de oțel se poate realiza în două sau trei faze de lucru (fig. XIX. 309). În prima fază se

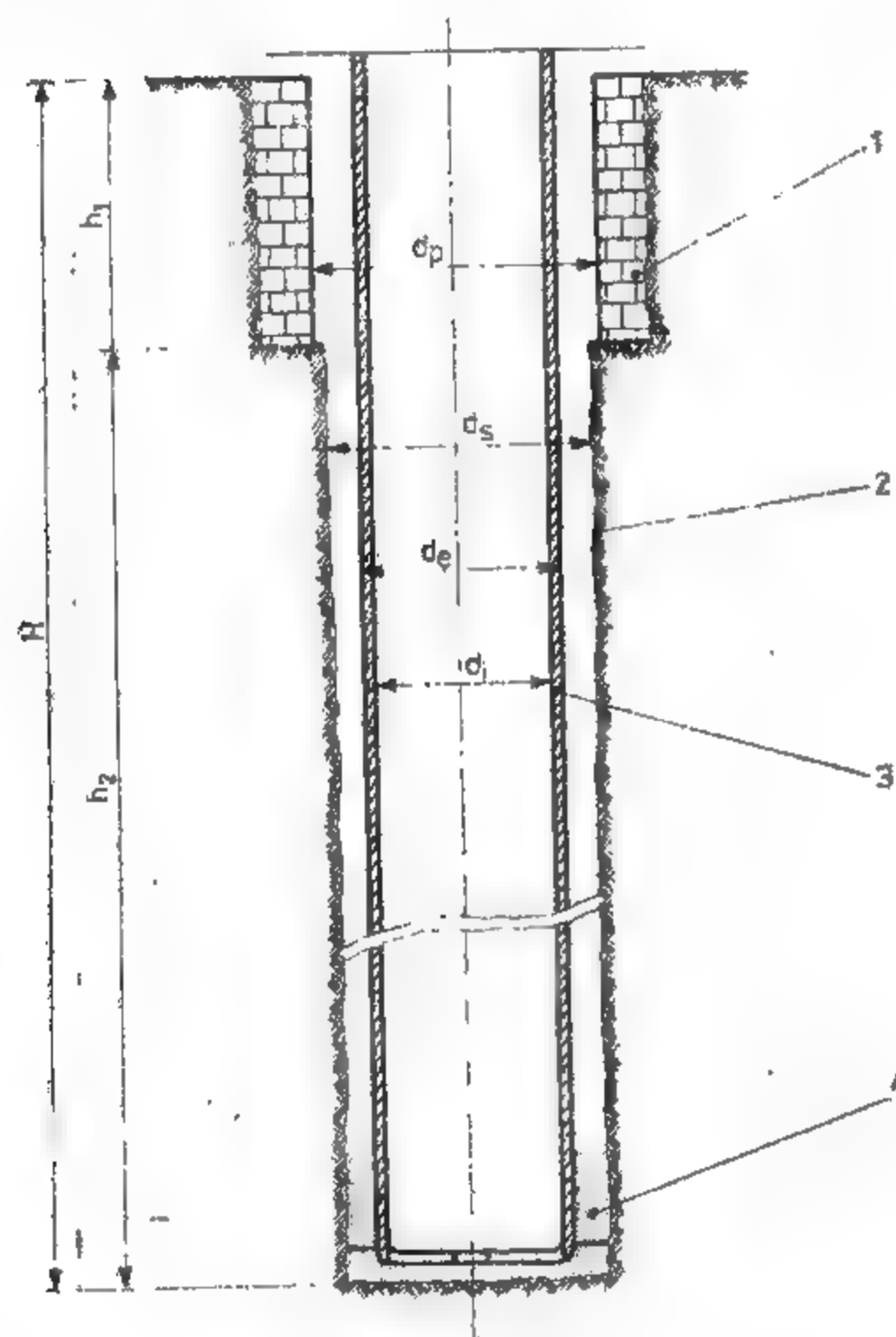


Fig. XIX.309. Construcția unei găuri de sondă cu diametru unic de săpare, consolidată cu burlane de oțel:

1 — tronson cu diametru d_p consolidat prin metode miniere înainte de montarea instalației de foraj; 2 — gaură de sondă cu diametru de săpare d_s și adâncimea h_2 ; 3 — coloană de burlane cu diametrul interior d_i ; 4 — spațiul inelar cimentat.

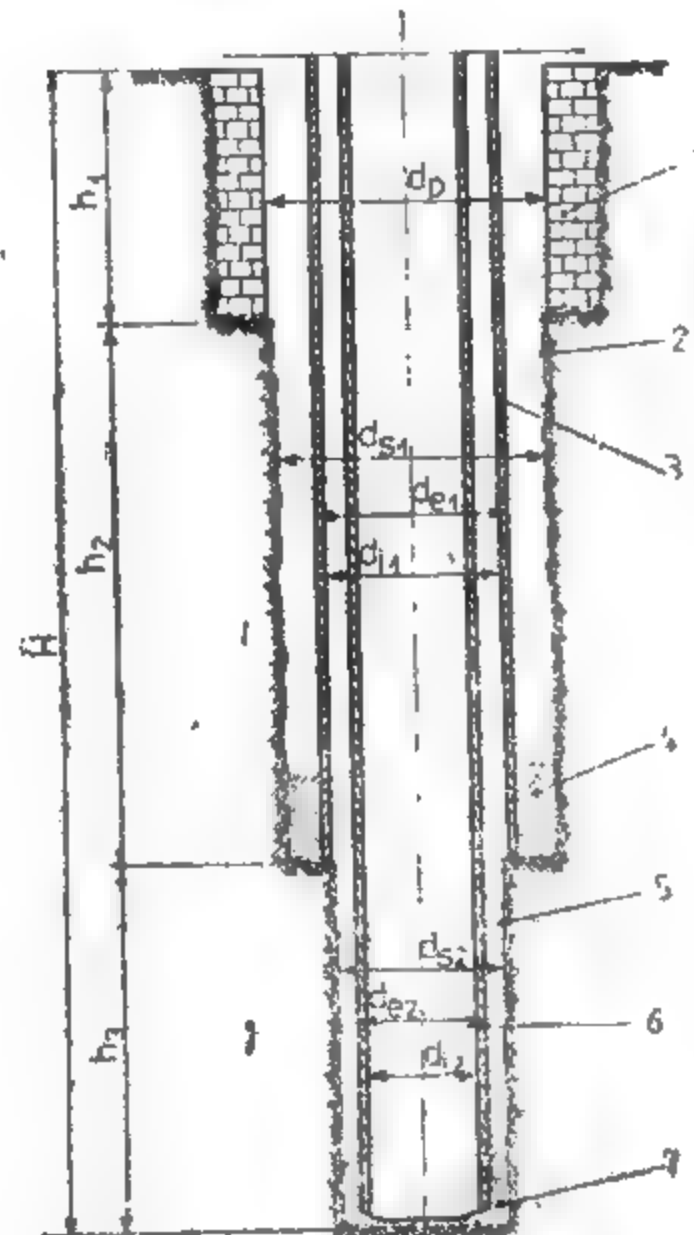


Fig. XIX.310. Construcția unei găuri de sondă cu diametru mare consolidată cu o coloană tehnică de burlane de oțel:

1 — tronson cu adâncimea h_1 și diametru d_p consolidat prin metode miniere obișnuite; 2 — gaură de sondă cu adâncimea h_2 și diametrul de săpare d_s ; 3 — coloană de burlane; 4 — spațiul inelar cimentat; 5 — gaură de sondă săpată cu diametrul d_{s2} ; 6 — coloană tehnică (intermediară); 7 — spațiul inelar cimentat.

execută consolidarea primului tronson la diametrul d_p prin betonare până la o adâncime egală cu lungimea ansamblului greu de fund sau mai mare, în funcție de aspectele de ordin geologic (roci neconsolidate de suprafață, regimul hidrodinamic etc.). În faza a doua se montează instalația de foraj și se sapă în continuare gaura de sondă la diametrul d_s , până la adâncimea finală. În faza treia se execută consolidarea pereților găurii de sondă prin tubare și cimentarea spațiului inelar între coloana de tubaj și pereții găurii de sondă.

În alte situații geologice, în funcție de natura straturilor traversate, se recurge la consolidarea pereților găurii de sondă cu diametru mare și cu o coloană tehnică (intermediară) de burlane de oțel, așa cum se vede în fig. XIX. 310.

Construcția găurilor de sondă cu diametre mari necesită consumuri mari de oțel și ciment, iar operațiile de tubare și cimentare au un grad ridicat de dificultate. De aceea, în măsura în care condițiile geologice permit, s-a recurs la alte metode de consolidare ca betonarea pereților găurii de sondă de jos în sus sau de sus în jos pe principiul cofrajului glisant sau la consolidarea pereților găurii de sondă cu burlan din beton armat sau burlane din oțel și beton.

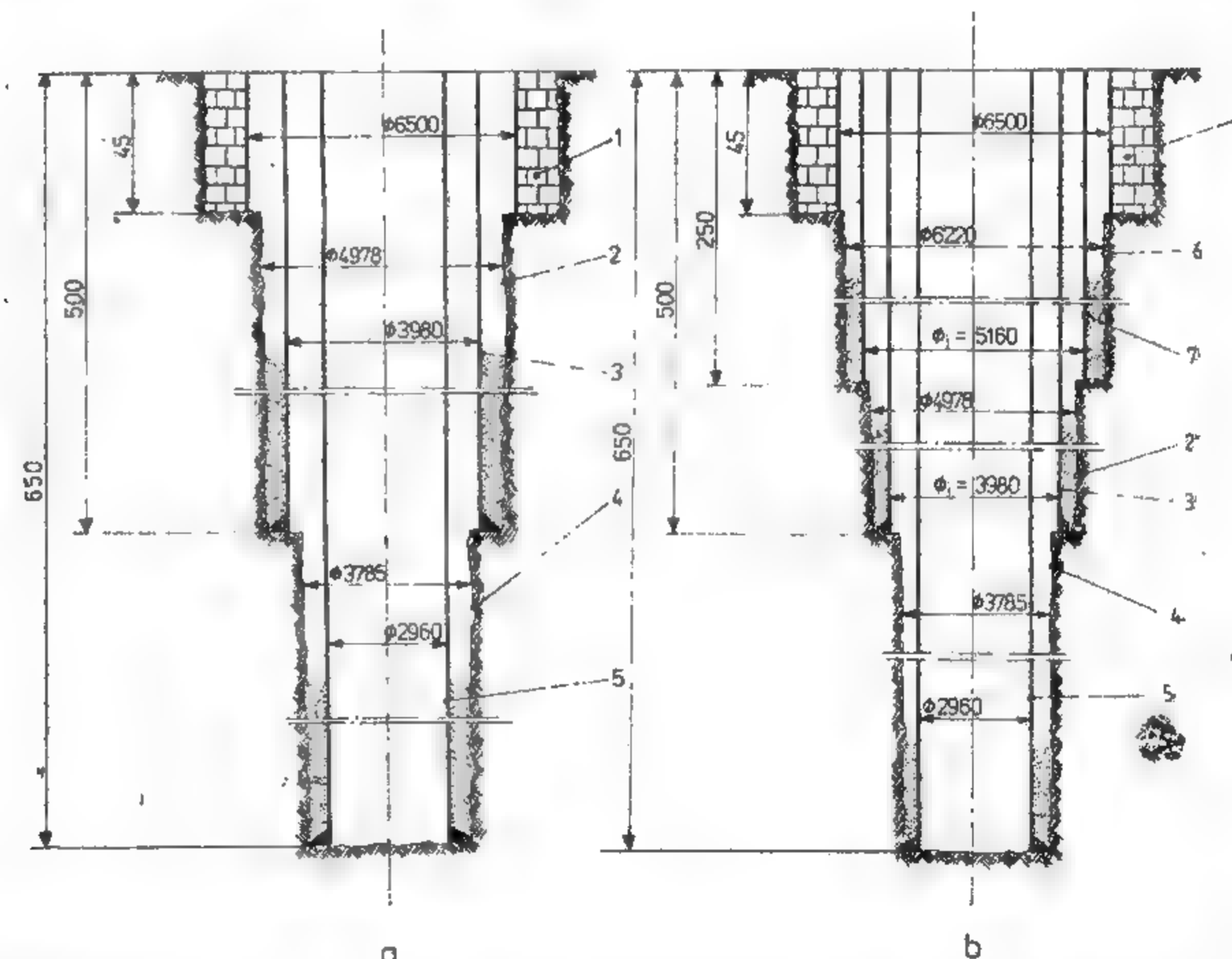


Fig. XIX.311. Construcția proiectată a puțului vertical din perimetrul Palazul Mare (România) ce va fi executat prin foraj cu diametru mare:

a — varianta clasică; b — varianta implicativă; 1 — tronson premergător betonat; 2 — gaură de sondă cu diametrul de 4978 mm; 3 — coloană de burlane cu $d_i = 3980$ mm; 4 — gaură de sondă cu diametrul de 3785 mm; 5 — coloană de burlane cu $d_i = 2960$ mm; 6 — gaură de sondă cu diametrul de 6290 mm; 7 — coloană de burlane de oțel cu $d_i = 5160$ mm.

În România, a fost proiectat a se executa în perimetrul minier Palazu Mare un puț vertical ce urmează a fi săpat prin foraj cu diametru mare, avînd ca obiectiv stabilirea posibilităților de deschidere a zăcămintului de minereu de fier din acest perimetru.

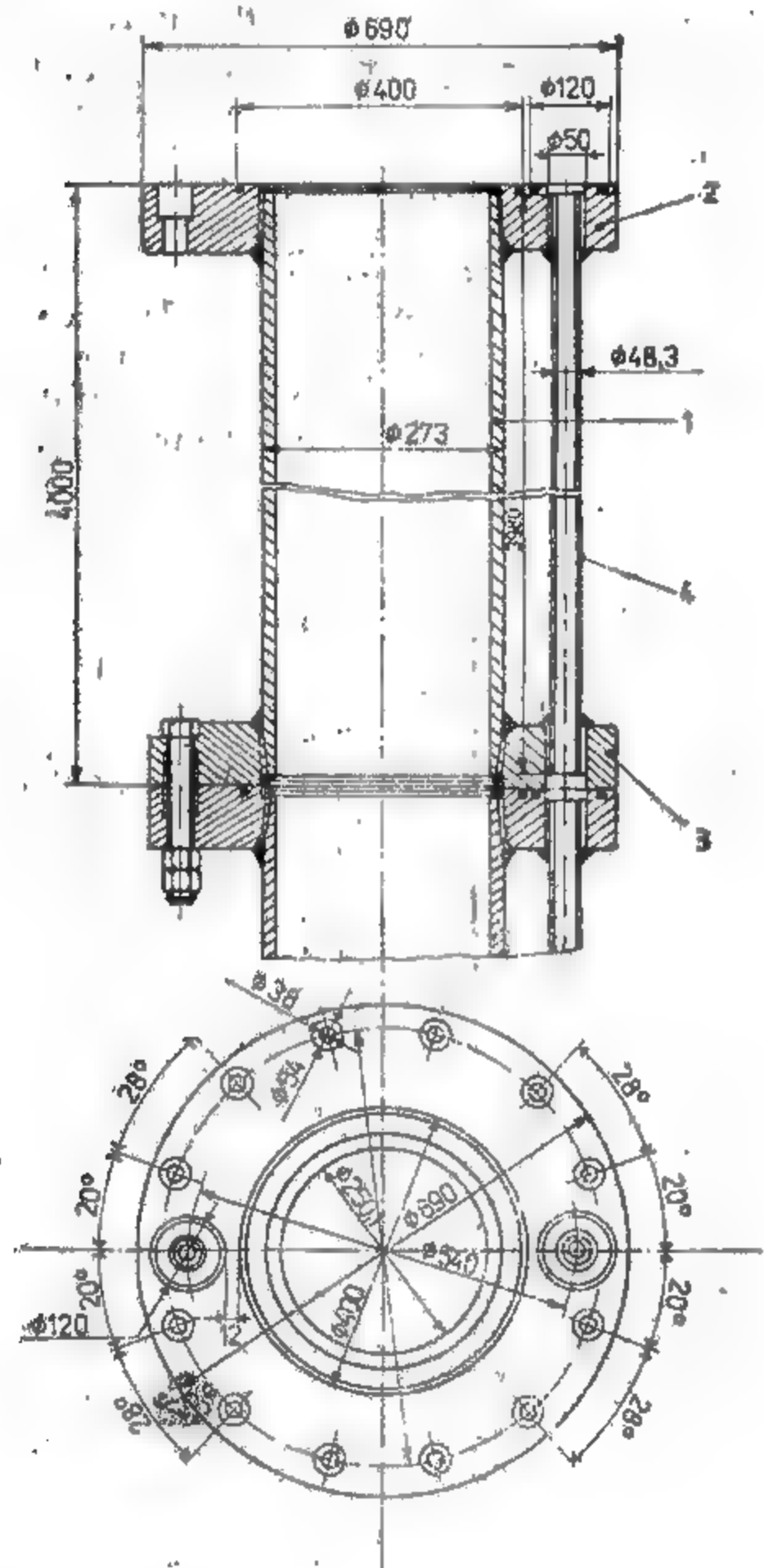


Fig. XIX.312. Prăjină de foraj $10 \frac{3}{4}$ in (273 mm) cu flanșe la ambele capete construită în România:

1 — corpul prăjinii; 2 — flanșă superioară; 3 — flanșă inferioară; 4 — țevă pentru injecția aerului comprimat.

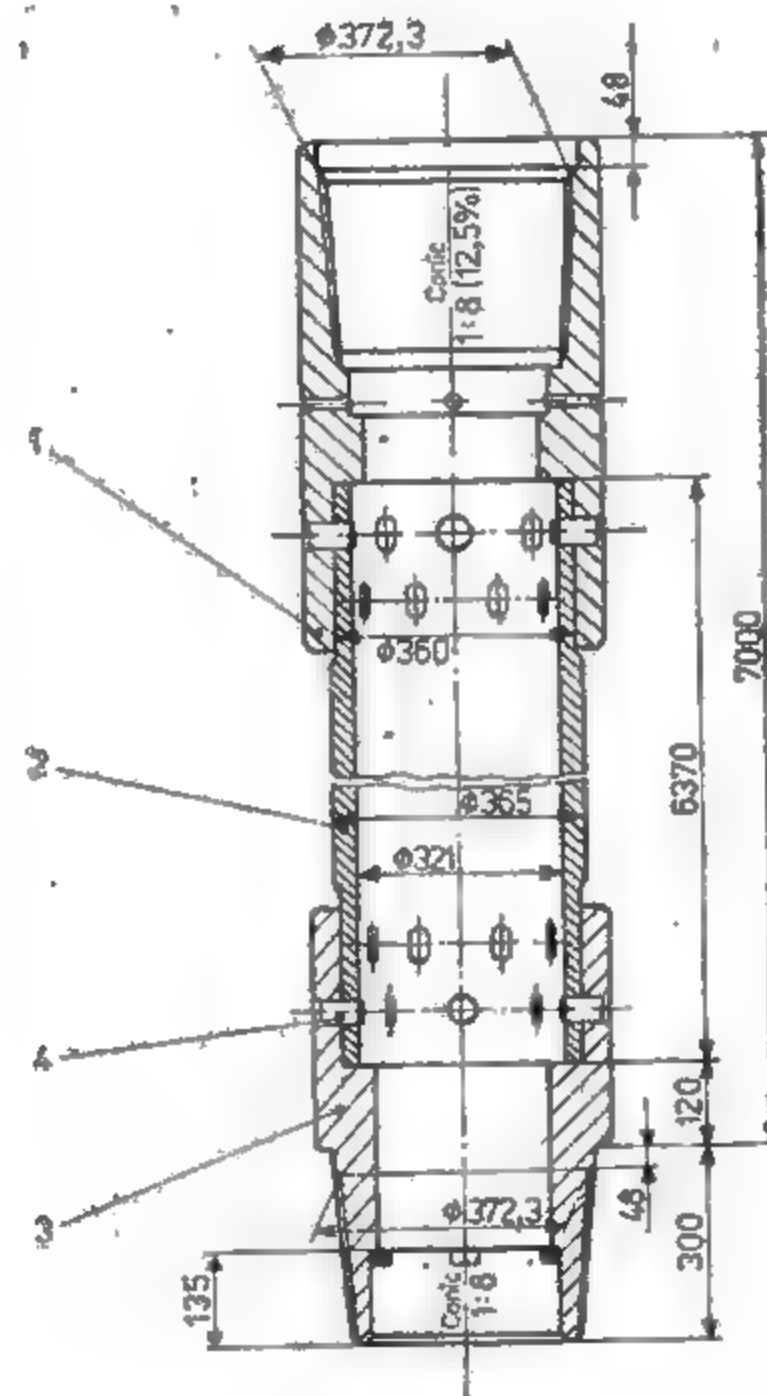


Fig. XIX.313. Prăjină de foraj de $14 \frac{3}{8}$ in (365 mm) cu racorduri speciale filetate construită în România:

1, 3 — mufă-cep (racord special); 2 — corpul prăjinii; 4 — bolt de prindere a racordului de corpul prăjinii.

Tabelul XIX.99

Prăjini de foraj asamblate cu flanșe construite în România

Diametrul, grosimea de perete și lungimea prăjinii [mm (in) × mm × m]	Instalația de foraj	Oțel	Rezistența corpului prăjinii		Număr șuruburi, bolturi
			Tracțiune [kN]	Torsiune [daN·m]	
177,8 (7 in) × 10 mm × 4,00	FS 150	OL372K	1 100	2 000	8
273 (10 3/4 in) × 11,43 mm × 4,0...4,50 m	3DH200M	echivalent J 35	2 500	11 600	12

Tabelul XIX.100

Prăjini de foraj cu racorduri speciale filetate proiectate sau în fază de asimilare în România

Diametrul, grosimea de perete și lungimea prăjinii [mm]	Instalația de foraj	Oțel	Rezistența corpului prăjinii		Modul de asamblare al racordurilor
			Tracțiune [kN]	Torsiune [daN·m]	
365 × 25 × 7 000	F400—4DH—M	echivalent N 80	6 500	55 000	bolturi *
508 × 25 × 9 000	FMP 1 000	echivalent P 110	15 000	160 000	filet

* — asamblarea racordului special de corpul prăjinii se face prin 16 bolturi.

Adâncimea puțului va fi de 650,0 m, în funcție de parametrii instalației de foraj F 400-4DH-M.

Construcția proiectată a puțului este reprezentată în fig. XIX. 311, în două variante: varianta optimistă și varianta implicativă. Diametrul final al puțului va fi de 2,95 m.

Tabelul XIX. 101

Prăjini de foraj cu racorduri speciale filetate construite de firma Hughes Tool Co — S.U.A

Diametrul și lungimea prăjinii [in x m]	Tipul racordului special	Oțel	Rezistența la	
			tracțiune [kN]	torsiune [daN. m]
3 5/8 x 4,6... 9,0	H 290	N 80	3 400	18 800
		P 111	5 000	24 000
10 3/4 x 4,6... 9,0 external flush	H 290	N 80	3 800	27 500
11 3/8 x 4,6... 9,0	H 490	N 80	5 000	44 000
		P 110	7 500	60 000
20 x 9,0	H 490	corp N 20 AIS4142	15 000	240 000
		Q+T, 285-341 echivalent P 110	31 800	160 000

Tabelul XIX. 102

Prăjini de foraj utilizate în U.R.S.S. la instalațiile de forat puțuri

Diametrul prăjinii		Lungimea prăjinii [m]	Instalație de foraj	Modul de asamblare	Momentul de torsiune [kN. m]
exterior [mm]	interior [mm]				
550	510	20	UZTM 8,75	Racorduri cu șlițuri	500
465	424	6	UZTM 7,50	Racorduri speciale filetate	175,0
168	152	10...12	Agregate RTB	Racorduri speciale	20...27
325	285	21,2	UKB-3,6 m	Racorduri cu șlițuri sau filete cu două începuturi	140

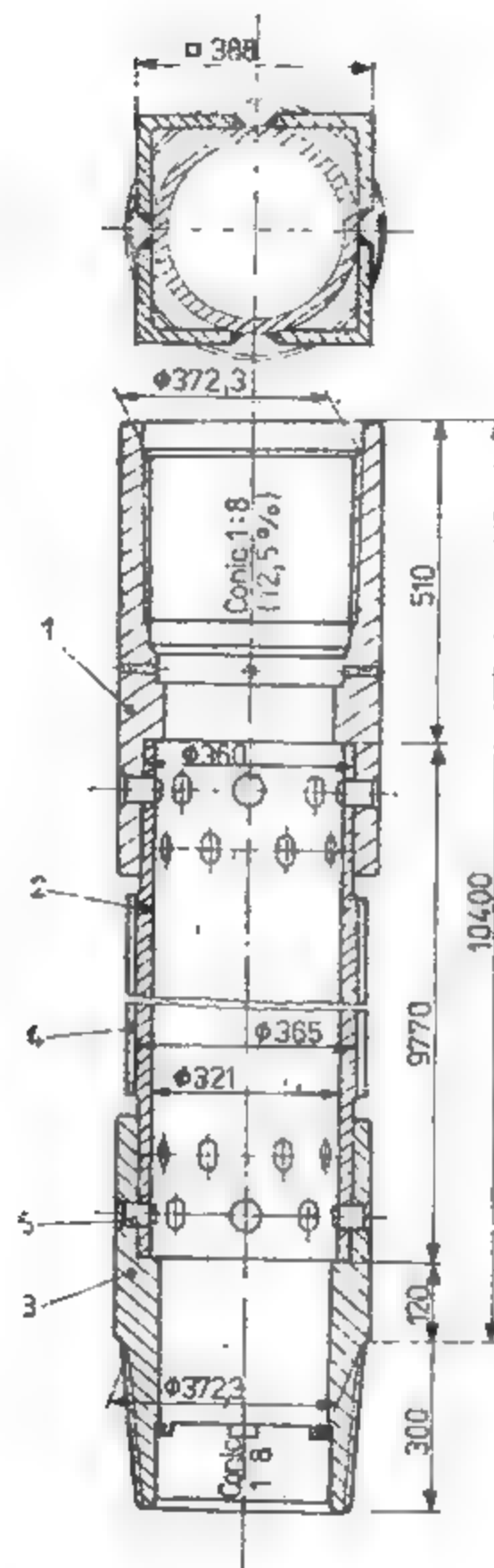


Fig. XIX.314. Prăjină de antrenare pătrată cu corniere longitudinale sudate pentru prăjini de $14\frac{3}{8}$ in (365 mm) construită în România :

1 — mufă; 2 — corpul prăjinii de $14\frac{3}{8}$ in (365 mm); 3 — corp-racord special; 4 — cornier sudat; 5 — bolț asamblare a racordului de corpul prăjinii.

Materialul tubular pentru foraje. Pentru forajul găurilor de sondă cu diametru mare, ținând seama de solicitările foarte mari de tracțiune, compresie și torsiune, de asigurarea debitului de fluid de foraj pentru orice sistem de circulație, precum și de sistemul de îmbinare, s-a proiectat și asimilat material tubular special (prăjini de foraj, prăjini grele și prăjini de antrenare) confecționate din oțeluri speciale, astfel încât să se evite accidentele tehnice de ruperi în timpul forajului.

Prăjini de foraj. S-au construit trei tipuri de prăjini de foraj deosebite după sistemul de îmbinare: cu îmbinări cu flanșe, cu îmbinări filetate și cu îmbinări cu șlițuri.

— **Prăjini de foraj cu flanșe.** Acestea nu necesită scule speciale de strângere-slăbire și înșurubare-deșurubare, fiind prevăzute la ambele capete cu flanșe și asamblându-se prin șuruburi și bolțuri (fig. XIX. 312). Aceste prăjini prezintă avantajul că asigură mișcarea de rotație a sapei în ambele sensuri (fără pericol de deșurubare și rămânerea sapei în puț). În România s-au construit astfel de țevi pentru găuri de sondă cu diametrul de săpare de 3,60 (tabelul XIX. 99).

— **Prăjini de foraj cu îmbinări cu racorduri speciale filetate** (fig. XIX. 313). Asamblarea racordurilor speciale la corpul prăjinii se face fie prin filete normale și sudură (U.R.S.S., S.U.A.), fie prin sudură la contact.

În România s-au construit astfel de prăjini pentru instalațiile de foraj F 400-4DH-M, asamblarea racordurilor la corpul prăjinii făcându-se prin solidarizare cu bolțuri.

În tabelul XIX.100 sunt prezentate caracteristicile tehnice ale prăjinilor cu racorduri special filetate, proiectate sau în fază de asimilare în România, iar în tabelele XIX.101 și XIX.102, caracteristicile prăjinilor fabricate în S.U.A. și U.R.S.S.

— **Prăjini de foraj cu îmbinări cu șlițuri.** O astfel de îmbinare constă în construcția capului ecranului cu șlițuri interioare și filet exterior, iar al mufei cu șlițuri exterioare și piuliță pentru înșurubare pe filetul exterior al capului.

Prăjini de antrenare. Aceste prăjini au secțiunea pătrată sau hexagonală. Ele sunt concepute în raport cu prăjinile de foraj la care se assemblează. Lungimea lor variază în funcție de lungimea prăjinilor de foraj, fiind de regulă cu 1,5—2 m mai mare.

În România prăjinile de antrenare sunt construite din corp de prăjină de foraj și corniere sudate longitudinal (fig. XIX. 314), având caracteristicile din tabelul XIX. 103.

Tabelul XIX.103

Prăjini de antrenare din corp de prăjină de foraj și corniere sudate longitudinal la exterior, construite în România

Diametrul nominal	Lungimea	Instalația de foraj	Sistemul de asamblare	Sistemul de circulație
[in]	[m]			
7	6,0	FS 150	Flanșe	Inversă prin aerlift
10 3/4	6,0	3DH-200M	Flanșe	Inversă prin aerlift
14 3/8	9,0	F400-4DH-M	Racorduri speciale filetate	Inversă prin aerlift și injecție de fluid de foraj la rolele sapei

Prăjini grele. În forajul cu diametre mari se folosesc prăjini grele de construcții speciale. Construcția de prăjini grele cea mai răspândită în prezent este de tip *ax central-mandrină*, — pe care se montează greutatea inelară din fontă având la partea inferioară o flanșă solidarizată de axul central, flanșă pe care se sprijină greutatea inelară, iar la partea superioară piesa de legătură la prăjinile de foraj.

Prăjina grea împreună cu stabilizator-corrector (sau cu stabilizatori-correctori) și sapa formează *ansamblul de fund* pentru forajul unei găuri de sondă cu diametru mare (fig. XIX.315).

Sistemul de circulație. La săparea puțurilor verticale prin foraj cu diametru mare se folosesc următoarele sisteme de circulație:

- circulația directă cu apă sau noroi, folosită până la diametre de 4,50 m;
- circulația inversă cu aerlift este cea mai răspândită, folosind ca fluid de circulație apa sau noroiul format din bentonită și apă. Ca formă evolutivă sistemul este completat cu injecție suplimentară de fluid de foraj la rolele sapei;
- circulația inversă de tip „dual string” folosit în S.U.A.;
- circulația inversă cu aer cu spațiul inelar presurizat sau cu vacuum;
- circulația directă cu aer sau combinație de aer, apă, bentonită și agent spumant.

Dintre aceste sisteme, sistemul de circulație inversă prin aerlift (fig. XIX. 316) este cel mai simplu, nu necesită echipamente speciale, poate transporta ascensional detritus cu dimensiuni mari și asigură o bună curățire a tălpilor găurii de sondă.

Sistemul de circulație inversă cu aerlift și injecție suplimentară de fluid de foraj la rolele sapei (fig. XIX. 317) reprezintă un progres față de circulația inversă cu aerlift, realizând o curățire mai bună și o mărire a capacității de transport la fața sapei.

Instalații pentru forajul găurilor de sondă cu diametre mari. Instalațiile pentru săparea puțurilor verticale prin foraj *descendenți* au fost inițial cele folosite pentru forajul găurilor de sondă adânci din petrol, adaptate și completate pentru noile condiții de lucru, după care s-a trecut la construcția unor instalații speciale.

Astfel de instalații s-au construit în S.U.A. (instalația CSD 300 considerată cea mai puternică și mai modernă concepută pentru executarea unor găuri de sonde de peste 600 mm diametru și adâncimi de peste 600 m), la fel în U.R.S.S. unde instalațiile de foraj

au fost concepute pe principiul carotierei (UKB 3,6; UKB-5 y) și pentru forajul în trepte cu diametre de săpare pentru diametrele finale de 7,50 m și 8,75 m (UZTM 7,5 și UZTM 8,75). Caracteristicile acestor instalații sînt prezentate în tabelul XIX. 104.

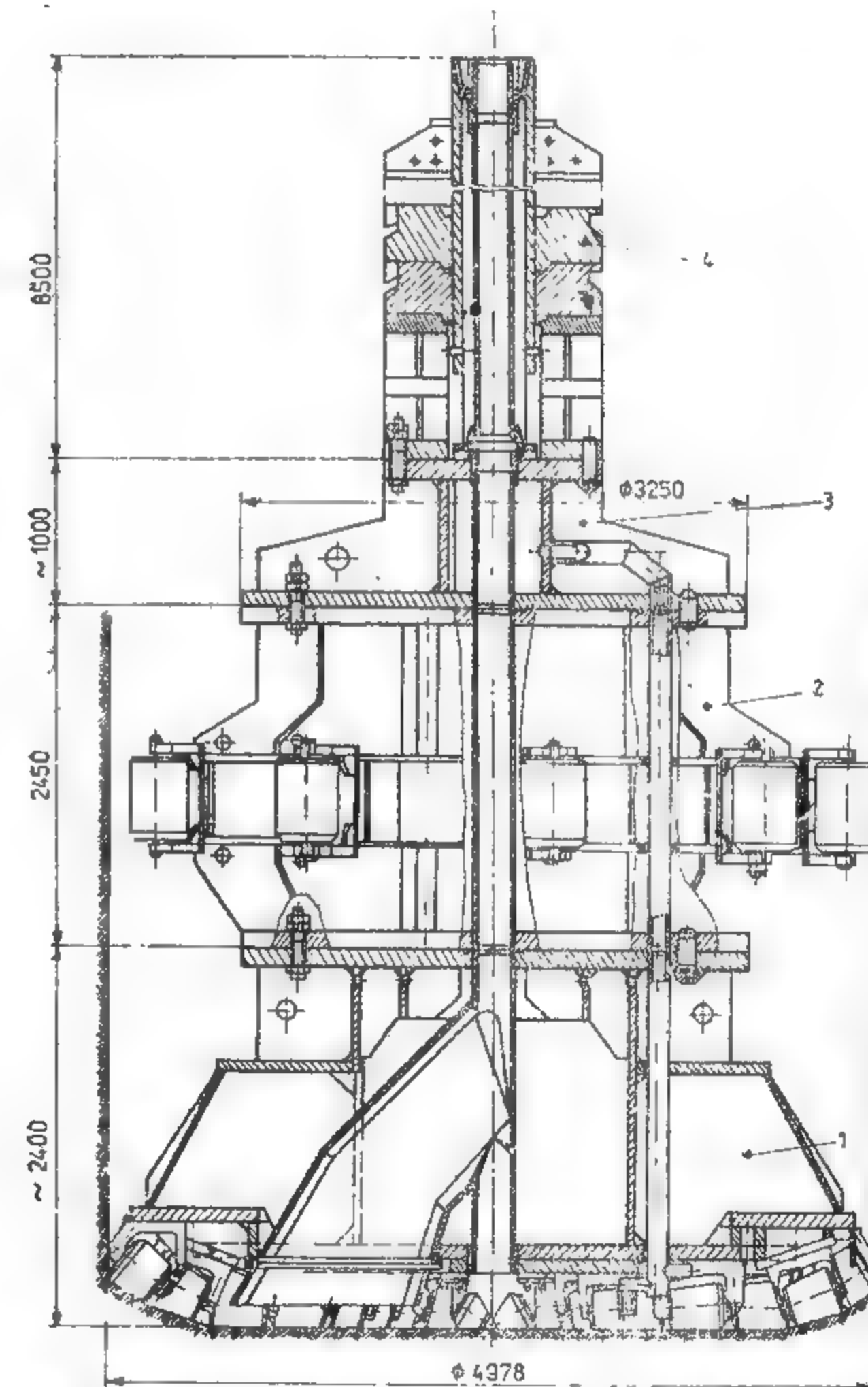


Fig. XIX.315. Ansamblul de fund pentru sapa cu diametrul de 4978 mm cu un stabilizator-corrector folosit în România :

- 1 — sapa; 2 — stabilizator-corrector cu role (rotativ); 3 — piesă de legătură; 4 — prăjină grea.

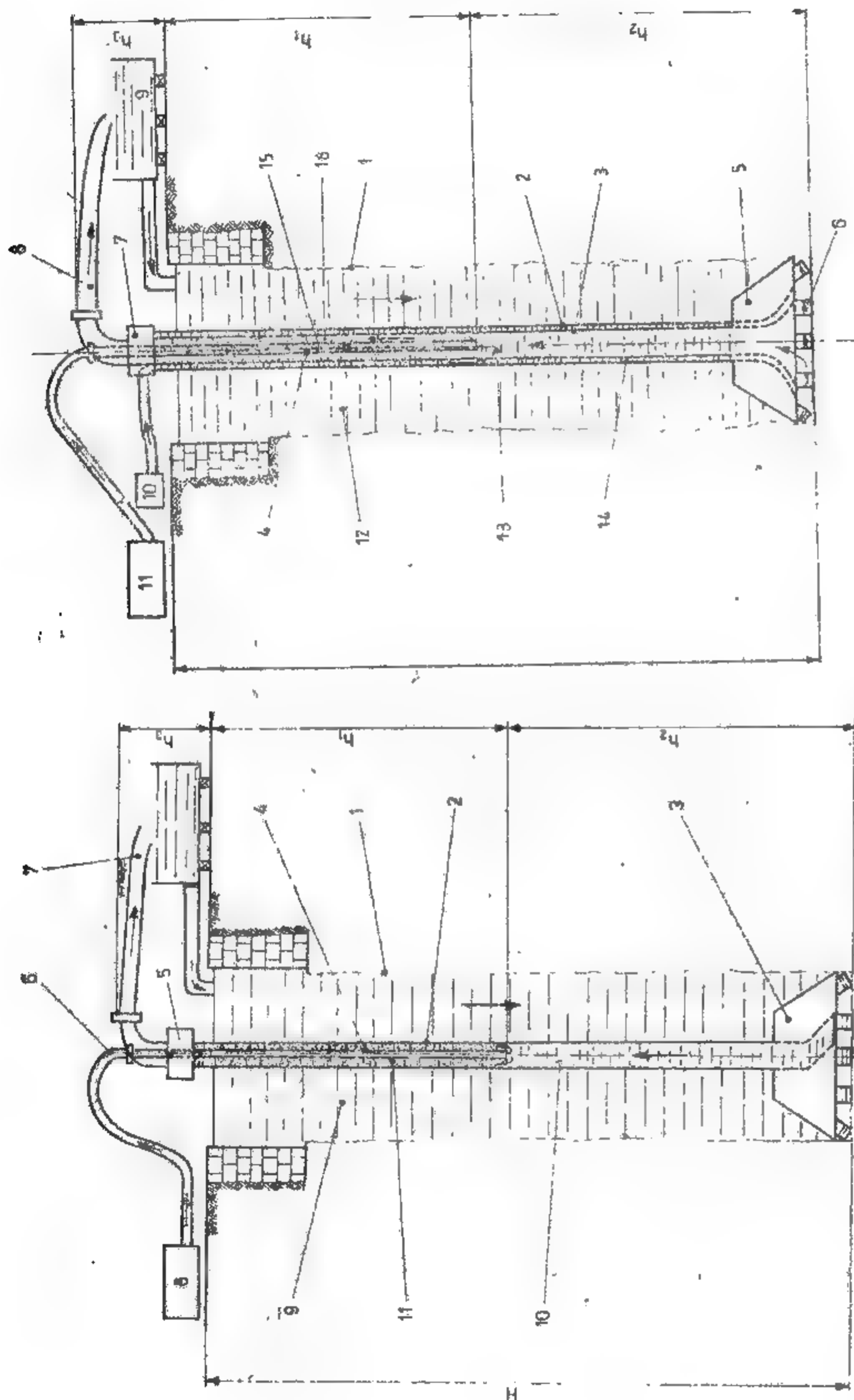


Fig. XIX.316. Schema sistemului de circulație inversă prin aerlift :

1 — gaură de sondă; 2 — sprâjinul de foraj; 3 — ansamblul de fund; 4 — țevi interioare pentru injecția aerului comprimat; 5 — cap hidrolic; 6 — furtun pentru injecția aerului; 7 — furtun de evacuare a fluidului de foraj de la puț; 8 — stație de compresoare; 9 — fluid de foraj în circuit descendent; 10 — fluid de foraj cu detritus în circuit ascendent; 11 — fluid de foraj cu detritus în aer în circuit ascendent.

Fig. XIX.317. Schema sistemului de circulație inversă prin aerlift și injecție suplimentară de fluid de foraj la sapă :

1 — gaură de sondă; 2 — prăjină de foraj exterioară; 3 — prăjină de foraj interioară; 4 — țevi pentru injecția aerului comprimat; 5 — an-samblu de fund; 6 — roți sapă; 7 — cap hidrolic; 8 — furtun de evacuare a fluidului de la puț; 9 — botal pentru colectarea fluidului de foraj; 10 — pompă de noroi; 11 — compresoare pentru aer; 12 — fluid de foraj în circuit descendent; 13 — fluid de foraj cu detritus în circuit ascendent; 14 — fluid de foraj (apă) injectat la roțile sapă; 15 — aer comprimat; 16 — circuit ascendent pentru fluid cu detritus (în spațiul inelar).

Principalele caracteristici tehnice ale instalațiilor de foraj pentru găuri de sondă cu diametre mari, construite în U.R.S.S.

Tabelul XIX.104

Instalația	Diametrul maxim de foraj [m]	Adâncimea maximă [m]	Sarcina la cârlig [kN]	Puterea instalată [CP]	Momentul de torsiune [daN·m (kgf·m)]	Țăria roților posibil de traversat pe scara Protodina-Konov	Puterea de acționare a masei rotative [CP]	Greutatea totală [kN]
UZTM 8.75	8,75	800	5 000	3 230	50 000	4	320	20 000
UZTA 7.50	7,50	550	2 500	1 570	17 500	4	350	10 000
UKB 5 Y	5,6	750	6 000	2 800	50 000	12	640	11 300
UKB 3.6 M	3,6	700	2 500	1 080	20 000	12	440	9 000
Agregate RTB	4,5	1 000	1 300... 2 000	2 000	2 500	10	—	2 000

Tabelul XIX.105

Caracteristicile tehnice ale instalațiilor pentru foraje cu diametre mari, construite de firma Wirth — R.F.G.

Specificație	Instalația de foraj tip				
	L-3A	L-4	L-10	L-15	H-1500 H-2000
Mastul	tubular	tubular	tubular A	tubular A	Orizontală, trapezoidală
— sarcina maximă de ridicare, kN	450	620	1 200	1 950	2 000
— sarcina de lucru, kN	360	360	1 000	1 600	2 000
Puterea instalată	Deutz F6L413 144	Deutz F12L413 230	Deutz F10L413 200	Deutz F12L413 250	Deutz F10L413 200
— tip motor					
— putere, CP					
Masa rotativă					
— acționare	mecanică	mecanică	hidraulică	hidraulică	hidraulică
— deschidere, mm	1 100	1 520	2 110	2 110	2 110
— sarcina statică, kN	1 000	3 000	5 000	5 000	5 000
— turație, rot/min	10...60	10...60	10...43	10...55	4,2...35
Compresoare					
— debit de aspirație, m ³ /min	5,7	5,7 (2 buc)	20 (2 buc)	20 (2 buc)	10 (2 buc)
— presiune, daN/cm ²	10	20	20	20	10
Cap hidraulic					
— diametrul interior al țevii de evacuare, mm	150	150	200	200	300

În R.F.G., firma Wirth construiește o gamă mare de instalații pentru forajul cu diametre mari pentru diferite obiective (piloni pentru fundații, puțuri miniere de extracție, aeraj etc.). Principalele caracteristici tehnice ale acestor instalații sînt prezentate în tabelul XIX. 105.

În România, două instalații de foraj pentru găuri de sondă obișnuite: TS-150 și 3 DH-200 au fost adaptate și completate pentru forajul cu diametru mare și o instalație F 400-4DH-M, special construită pentru forajul cu diametru mare, toate utilizate numai în scopuri miniere.

Instalația de foraj 3DH-200 M a fost construită în anul 1978 prin adaptarea și completarea instalației de foraj obișnuit 3DH200, fiind dimensionată pentru un diametru de săpare maxim de 3,62 m și adîncime de 300 m, în roci moi și semitari.

Instalația de foraj F 400-4 DH-M (fig. XLX. 318 și XIX. 319) a fost proiectată pentru diametre de săpare de 3,785 m, 4,978 m și 6,223 m și adîncimi de 650 m, 500 m și 240 m pentru săparea în roci de orice tărie.

Această instalație este de fapt o variantă constructivă a instalației de foraj F 320-4 DH pentru găuri de sondă cu adîncimi de 6000 m, echipată cu subansamble specifice săpării și consolidării găurilor de sondă cu diametre mari.

Principalele caracteristici tehnice ale instalației F 400-4 DM-M sînt:

- sarcina de lucru 3 200 kN;
- sarcina maximă 4 000 kN;
- puterea instalată pentru acționarea trolului de foraj și pompei de noroi cu patru grupuri de foraj a 890 CP 3 500 CP;
- puterea instalată pentru acționarea compresoarelor 23 August C 163 (două motoare electrice 500 kW × 6 kV) 1 000 kW;
- puterea instalată pentru producerea energiei hidraulice, acționarea pompelor hidrostatice, (cinci grupuri de pompe cu debit variabil, acționate cu motoare electrice de 90 kW × 0,4 kV și două grupuri pentru comandă și sincronizare, cu motoare electrice 55 kW × 0,4 kV) 600 kW;
- debite de circulație
 - prin aerflit 120...250 dm³/s;
 - prin injecție suplimentară 40...55 dm³/s × 140 daN cm²;
- aer comprimat:
 - debit de aspirație 40...80 Nm³/min;
 - presiune maximă 31 daN/cm²;
 - diametrul cablului de foraj 35 mm;
 - lungimea cablului 800 m;
 - modul de depănare 6 × 7 role;
 - cărucior-platformă de transport și manevră a ansamblului de fund:
 - capacitatea de lucru 1 200 kN;
 - acționare hidrostatică, cu două motoare;

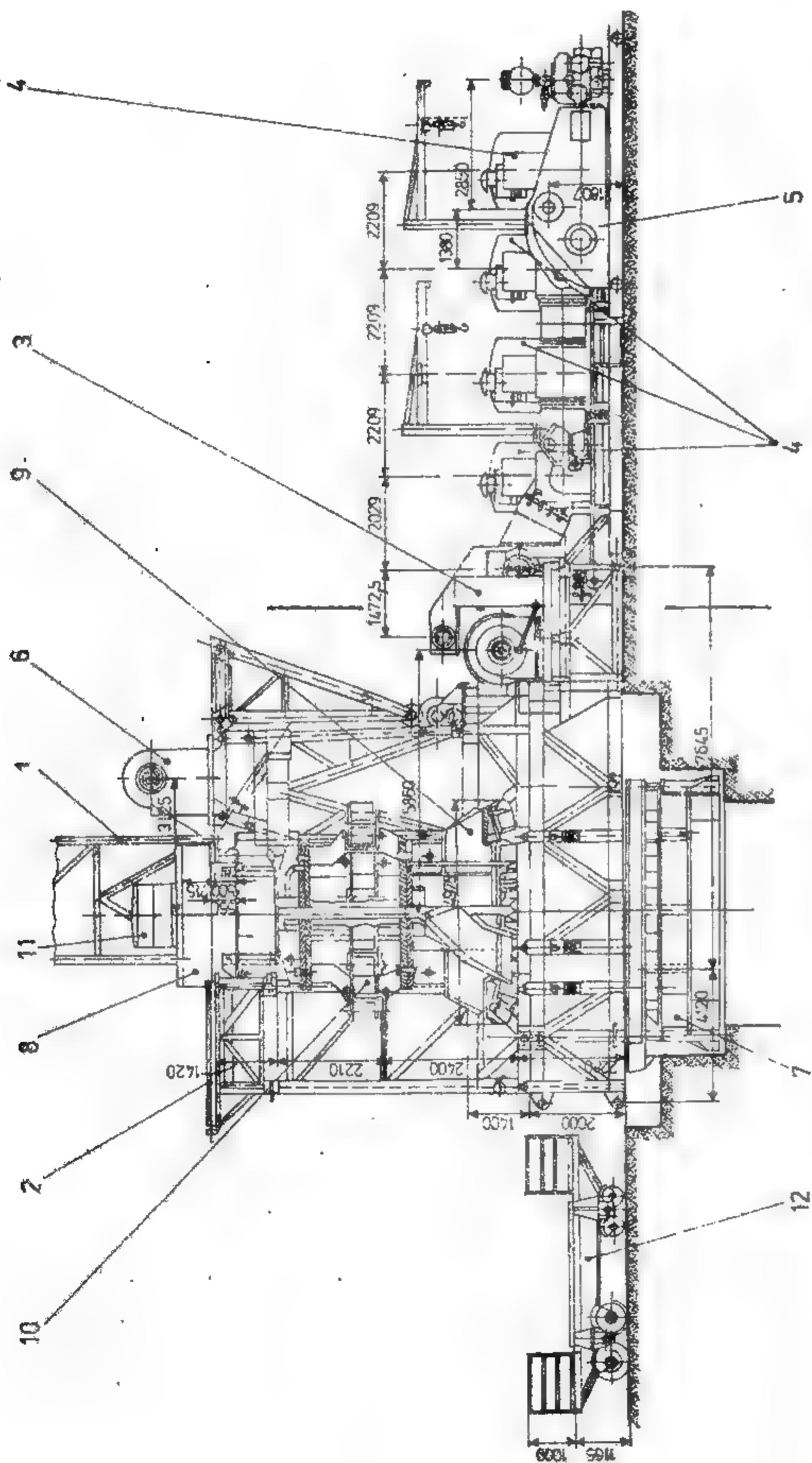


Fig. XIX.318. Instalația de foraj F4004DH-M — (vedere laterală):

1 — turle; 2 — podul de lucru al substructurii turlei; 3 — troliu de foraj; 4 — grup de foraj GF 44; 5 — pompă de noroi 2PN 1300; 6 — axul moșoarelor; 7 — dispozitiv de manevră a buranelor de tubaj; 8 — masa rotativă MR 630; 9 — sapa; 10 — stabilizator-corrector cu role rotative; 11 — prăjina grea; 12 — platformă de transport de 1200 kN.

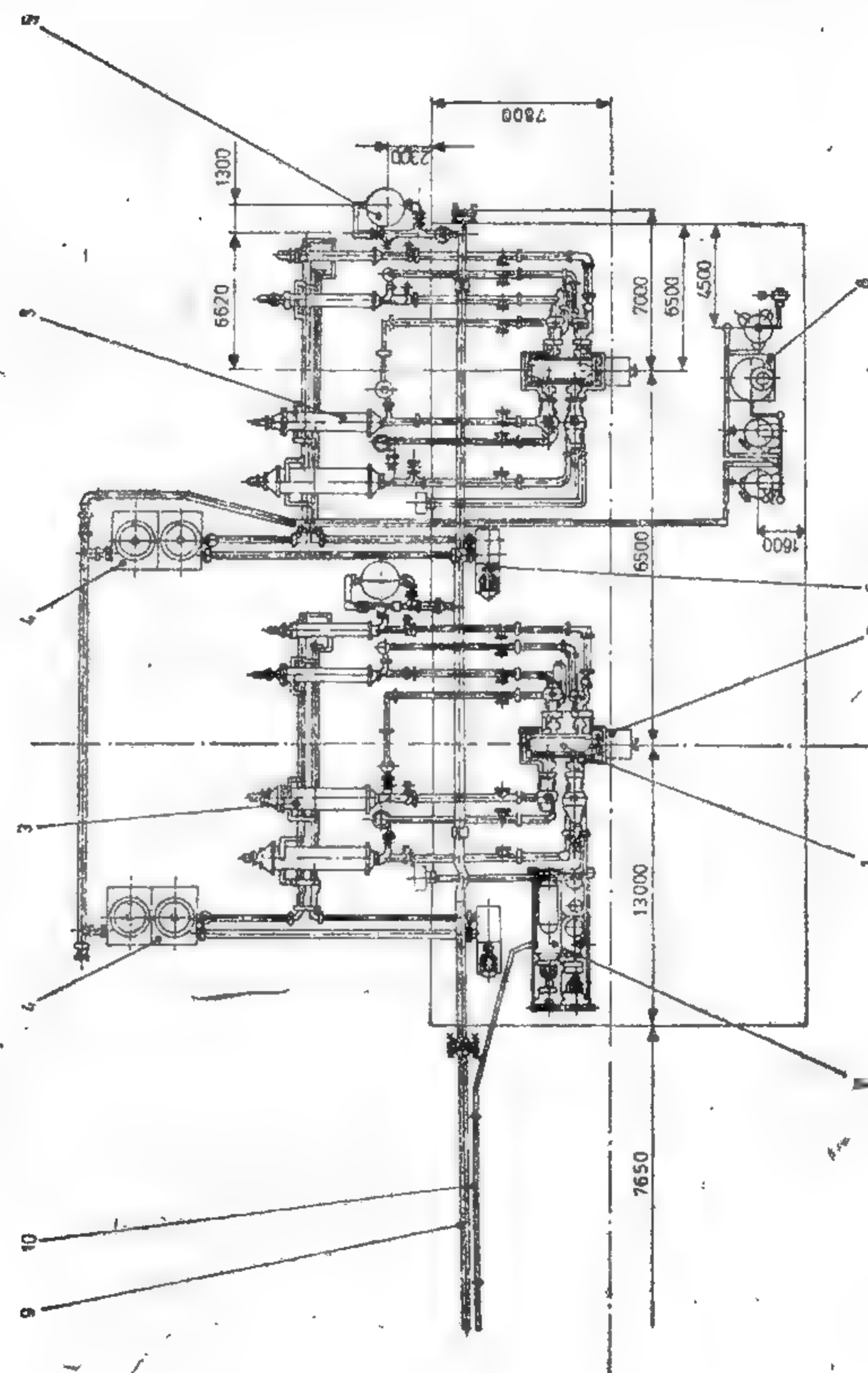


Fig. XIX.319. Instalație de foraj F 400 4 D-M — (vedere în plan):

1 — pod de lucru; 2 — masa rotativă; 3 — axul moșoarelor; 4 — troliu; 5 — baraca sondei pași; 6 — instalația de vehiculare și curățare a fluidului de foraj; 7 — pompa de noroi; 8 — pompa hidrolică; 9 — pompa hidrolică; 10 — pompa hidrolică; 11 — pompa hidrolică; 12 — motor electric pentru acționarea compresorului C 163; 13 — instalația pentru producerea aerului comprimat; 14 — pompe hidrolice pentru comenzi și sincronizare; 15 — platformă de transport; 16 — cale de rulare platformă; 17 — baracă instalație; 18 — baracă pentru compresoare și pompe hidrolice; 19 — pupitrul de comandă, control, urmărirea parametrilor forajului.

- dispozitiv cu bacuri acționate hidraulic pentru suspen-dare și manevra burlanelor de tubaj:
 - sarcina de lucru 24 000 kN;
 - amplasament sub substructura in-stalației de foraj;
- instalația de manevră a burlanelor de consolidare a sondei, formată din șase cilindri hidraulici și echipa-ment de ridicare-coborîre a burlanelor (elevator):
 - sarcina de lucru 24 000 kN;
 - presiunea de lucru 120...20 daN/cm²
- turla și substructura
sînt dimensionate pentru:
 - sarcina statică de lucru 4 000 kN;
 - sarcina de probă 6 000 kN;
 - sarcina de lucru cu vînt de 80 km/h 3 200 kN;

În România este proiectată și în fază de asimilare în fabricație instalația de foraj FMP 1000 pentru executarea de foraje cu diametre de 7,50 m și adîncime de 1050 m și în fază de studiu tehnic instalația FMP 800 pentru diametre de săpare de 5,0 m și adîncimi de 500 m cu acționare complet hidraulică.

— Pentru executarea găurilor de sondă cu diametre mari în sistem *ascendent*, gama mașinilor speciale construite în diferite țări este de asemenea mare. Acest sistem de foraj a fost determinat în special de cerințele de aeraj în diferite exploatări miniere, de aceea instalațiile de foraj de acest tip poartă denumirea generală de *mașini miniere*.

Principalele caracteristici tehnice ale mașinilor miniere construite în S.U.A. sînt prezentate în tabelele XIX. 106 și XIX. 107.

În România s-au construit mașinile miniere FM 200 H și FMS 125.

Caracteristicile tehnice principale ale mașinii miniere FM-200 H sînt următoarele:

- sarcina de lucru, în tracțiune sau apăsare, prin doi cilindri hidraulici cu cursă maximă pe verticală 2,20 m 2 000 kN;
- diametre de săpare:
 - descendent (gaura pilot) 311,2 mm;
 - lărgire ascendentă 1220...1800 mm;
- adîncimea maximă 250 m;
- prăjini de foraj filetate (cu filete speciale din corp):
 - diametru 260 mm;
 - lungimea bucății 1,50 m;
- înșurubarea-deșurubarea și manevra prăjinilor de foraj hidraulic;
- acționarea mașinii cu unul sau două mo-toare prin transmisii hidrostatice;
- sistemul de circulație directă sau inversă cu aer sau fluid de foraj.

Utilajele componente specifice:

Motorul hidrostatic

— presiunea de lucru:

- continuă 120 daN/cm²;
- intermitentă 150 daN/cm²;

Tabelul XX106

Mașini miniere construite de firma Robbins — S.U.A.

Specifica	Mașina minieră, model			
	41 R	61 R	81 R	
Diametrul final, mm	1 200...1 525	1 200...2 130	2 440...3 660	
Diametrul găurii pilot, in/mm	9/228,6	11/279,4	16/406,4	
Adîncimea maximă, ft/m	800/224	1 200/366	2 000/610 Record 2 300/701	
Puterea instalată, CP	75	150	300	
Modul de lucru	Vertical și înclinat pînă la 60°	Vertical și înclinat pînă la 45°	Vertical	
Forța maximă dezvoltată (hidraulic)				
— apăsare, sapa pilot, kN	550	930	950	
— tracțiune, sapa lărgitoare, kN	900	1430	1540	
Cuplul de rotație, daN·m	2 900...6 900	10800...26300	36500	
— turații, rot/min	17,5...35	10...72	10...72 și 6...43,2	
Prăjini de foraj filetate				
— diametru, in	8	10	13 1/2	
— lungime, m	1,5	1,5	3,5	
Fluid de circulație pentru gaura pilot				
— aer comprimat, Nm ³ /min, daN/cm ²	9...34×4,2...7	9...34×4,2...7	28 7	
Modul de asamblare	pe tractor cu șenile	pe tractor cu șenile	pe suport metalic cu fundație din beton	

Mașini miniere construite de firma Dresser Om6 - S.U.A.

Specificație	Mașina minieră model			
	300 Raise Borer	480	500 Strata Borer	800 Strata Borer
Diametrul final maxim, in/mm	48/1 220	48/1 220...60/1 525	48/1220...72/1830	96/2440
Diametrul găurii pilot, in/mm	12 ¹ / ₄ /311,2	97/8/246 121/4/311,2	12 ¹ / ₄ /311,2	97/8246 11/279,4 12 ¹ / ₄ /311,2
Adâncimea maximă, ft/m	500/152,4	750/228,6	1000/304,8	1000/304,8
Puterea instalată, CP	75	150	200	225
Modul de lucru	Vertical și înclinat până la 20° față de orizontală	Vertical și înclinat până la 40° față de orizontală	Vertical și înclinat până la 20° față de orizontală	Vertical și înclinat până la 45° față de orizontală
Forța maximă dezvoltată (hidraulică) - apăsare, sapa pilot, kN	400	920	1020	1700
Cuplul de rotație, daN·m	3 042...3 678	5 950	2 489...7 053	10 000
- turația, rot/min	0...60	0...60	0...54	0,70
Prăjini de foraj filetate - diametrul, in/mm	6 ³ / ₄ /171,5; 8/203,2; 10/254	8/203,2 și 10/254	8/203,2 și 10/254	10/254
- lungimea, ft/m	50/1,50	5/1,50	5/150	5/1,50
Fluid de circulație pentru gaura pilot	aer sau apă	aer sau apă	aer sau apă	aer sau apă
Modul de asamblare	pe fundație, la sol	pe tractor cu șenile	pe grinzi metalice	pe fundație, la sol

- cuplul maxim:
 - motor cu turație rapidă 0...50 rot/min, 10 daN·m/daN/cm²
 - motor cu turație lentă 0...30 rot/min, 16 daN·m/daN/cm²

Masa rotativă (rotorul)

- cuplul maxim:
 - sapa pilot 1 000 daN·m;
 - sapa lărgitoare 14 000 daN·m;
 - turația variabilă în mod continuu prin variația debitului de ulei: 0...50 rot/min, 0...30 rot/min.

Grupul de transmisii hidrostatice:

- presiunea maximă de acționare a motoarelor hidrostatice 150 daN/cm²;
- puterea instalată pentru transmisia hidrostatică (110+5,5) kW;
- puterea instalată pentru realizarea forței de tracțiune-apăsare 300 kW

XX. EXPLOATĂRI MINIERE LA ZI

Prof. dr. ing. DUMITRU FODOR

1. GENERALITĂȚI

Complexul de lucrări miniere prin care se realizează exploatarea unui zăcămint de substanțe minerale utile la suprafața scoarței terestre, sub cerul liber, se numește *exploatarea la zi* sau *carieră*. În sens economic prin exploatarea la zi sau carieră* se înțelege unitatea economică care are drept obiectiv exploatarea prin lucrări la zi a unui zăcămint de substanțe minerale utile.

Astăzi — *exploatarea la zi* — este în continuă dezvoltare în toată lumea, atât ca producție pe unitatea de exploatare, cât și ca număr de întreprinderi, ridicând producția de materii prime extrase în cariere, față de producția totală de aceeași substanță minerală utilă.

Exploatarea la zi din epoca noastră se caracterizează printr-o serie de trăsături de bază, care asigură realizarea unor producții și productivități mari, în termene scurte și la costuri de producție scăzute, concretizate în principal prin: aplicarea unor metode eficiente de exploatare; mecanizarea complexă a proceselor de producție cu folosirea unui utilaj adecvat de mare productivitate, planificarea și organizarea judicioasă a lucrărilor.

Din experiența de până în prezent a mineritului țării noastre și a altor țări cu tehnică minieră dezvoltată rezultă că față de exploatarea subterană, exploatarea la zi a zăcămintelor de substanțe minerale utile prezintă o serie de avantaje esențiale, care impun analiza aplicării ei ori de câte ori apare ca posibilă.

Printre avantajele evidente se pot enumera:

- posibilitatea mecanizării integrale a operațiilor de lucru, cu folosirea unor utilaje de mare capacitate și aplicarea unor scheme tehnologice simple;

- costul utilului produs în carieră reprezintă aproximativ $1/4 - 1/2$ din costul obținut în subteran și acesta scade, de la an la an, mult mai accentuat decât în exploatarea subterană;

- pierderile de exploatare sunt mult mai mici. Realizările obținute la o serie de cariere din lume au arătat o reducere a pierderilor de exploatare de aproape trei ori: 5—10%, față de 20—30% în exploatarea subterană;

- exploatarea la zi are avantajul obținerii unor productivități ale muncii mult mai mari;

- exploatarea la zi prezintă avantaje și prin cerințele pe care le impune explozivilor și care, în general, sunt mult mai puțin pretențioase. Astfel, exploatarea la zi permite folosirea unor încărcături mult mai mari de explozivi decât exploatarea subterană; folosirea explozivilor cu o sensibilitate la detonație mai redusă și folosirea explozivilor sau amestecurilor explozive simple care produc cantități mari de gaze nocive;

- exploatarea în carieră posedă condiții optime de lucru — lumină, aer, igienă și deci condiții de securitate a muncii mult mai bune;

- metodele de exploatare la zi oferă posibilitatea efectuării unei extrageri selective și a valorificării, concomitent cu substanța minerală utilă principală, și a altor substanțe minerale utile, care se găsesc în complexul productiv;

- prin exploatarea în carieră se obține o diluție mai redusă a utilului, fapt care reduce costul de producție în instalațiile de preparare și asigură produse spălate sau concentrate cu un conținut mai ridicat, de valoare mare, micșorând costul transportului, și respectiv al prelucrărilor metalurgice;

- prin exploatarea la zi se reduce pericolul autoaprinderii cărbunilor, a piritei sau piritei-cuprifere, fenomen care, în cazul exploatarea subterană, conduce la pagube importante prin pierderi de rezerve sau prin imobilizarea lor pe o perioadă de timp mai îndelungată, însoțite și de reducerea capacității de producție a unităților respective;

- de pe același cîmp minier, la exploatarea în carieră, se pot obține capacități anuale de producție de 2—3 ori mai mari față de cazul exploatarea subterană; și aceasta datorită faptului că, în condițiile exploatarea la zi, sunt aplicabile metode de exploatare cu fronturi lungi și înălțimi ce depășesc 10—15 m, capabile să asigure un spațiu de lucru suficient pentru folosirea utilajelor de mare capacitate;

- intrarea în producție a carierelor se realizează într-un timp scurt, ceea ce face ca termenul de imobilizare a investițiilor să fie mai redus și, deci, recuperarea lor să se facă mai repede;

- exploatarea la zi oferă posibilitatea adaptării ușoare a nivelului producției la variațiile industriei consumatoare;

- suprimarea în majoritatea cazurilor a cheltuielilor de aeraj și reducerea la minimum a cheltuielilor de iluminat și susținere;

- conducerea exploatarea nu are nevoie de personal tehnic prea numeros, întrucât lucrările de extragere sunt concentrate și supravegherea lor este destul de ușoară.

Pe lângă aceste avantaje substanțiale, exploatarea la zi prezintă și unele dezavantaje comparativ cu exploatarea subterană, dintre care se amintesc:

- anotimpurile cu precipitații abundente și temperaturi scăzute împiedică mersul normal al exploatarea la zi;

- costul lucrărilor de evacuare a apelor rezultate din ploi, topirea zăpezilor, infiltrații subterane etc. poate fi uneori foarte ridicat, mai ales în regiunile cu climă umedă;

- lucrările de deschidere și de depozitare a sterilului necesită suprafețe suplimentare de terenuri, ceea ce creează dificultăți exploatarea la zi, în special în zonele fertile sau cu populație densă;

- exploatarea la zi ocupă și distruge importante suprafețe de teren, ceea ce reclamă, ca, după exploatarea substanței minerale utile, terenurile degradate de exploatare să fie amenajate și redat în circuitul economic, fie în scopuri agricole, fie ca locuri de agrement, fie pentru zone silvice ș.a.m.d.;

- investițiile inițiale, pentru achiziționarea utilajului și pentru deschiderea și descoperirea zăcămintului exploatabil la zi sunt, față de restul investițiilor, mai mari decât cele necesare deschiderii și dotării inițiale cu utilaj a unei exploatarea subterane.

Aceste dezavantaje nu reduc, însă, eficiența mărită a exploatarea la zi față de exploatarea subterană.

* Pentru exploatarea la zi care au drept obiectiv extragerea nisipului, pietrișului sau balastului s-a adoptat și se folosește denumirea de *balastieră*.

În ultimii ani, în întreaga lume, s-au extras prin exploatarea la zi în afară de totalitatea materialelor de construcții: 90% din producția mondială de minereuri de fier; 85% din materiile prime nemetalifere; 50% din minereurile de metale colorate și aproximativ 45% din producția de cărbuni (25% la huilă și 90% la cărbune brun și lignit).

Se poate afirma că exploatarea la zi produce peste 65% din volumul total al producției industriei miniere mondiale.

1.1. ZĂCĂMINTE EXPLOATABILE PRIN LUCRĂRI LA ZI

La alegerea tipului de exploatare ce se va aplica unui zăcămint, în funcție de forma, dimensiunile și așezarea acestuia în scoarță, față de rocile înconjurătoare și topografia regiunii, se întâlnesc următoarele trei cazuri:

1) extragerea la zi este posibilă și avantajoasă pentru întreaga rezervă de substanță minerală utilă din zăcămint;

2) extragerea la zi este avantajoasă numai pentru o parte din rezervele zăcămintului, restul urmînd să fie exploatate prin lucrări subterane;

3) din cauza adîncimii mari la care se află zăcămintul, exploatarea la zi este exclusă, urmînd ca exploatarea acestuia să se facă numai prin lucrări miniere subterane.

Zăcămintele care se pretează a fi exploatate în întregime prin lucrări la zi pot fi înțeluite sub următoarele forme:

a) depozit sau stoc de mari dimensiuni localizat deasupra (fig. XX. 1, a) sau la o adîncime mică sub nivelul terenului înconjurător (fig. XX. 1, b);

b) strat de grosime mică (sau pachet de strate) cu extindere mare situat aproape de suprafață, orizontal (fig. IXX. 2, a) sau cu înclinare relativ constantă și egală sau puțin diferită de panta terenului acoperitor (fig. XX. 2, b).

c) strat de grosime medie sau mare, cu înclinare variabilă dar apropiat de suprafața terenului acoperitor (fig. XX. 3).

La zăcămintele care se prezintă sub formă de strate, lentile, filoane (fig. XX. 4) sau pachete de strate intens tectonizate (fig. XX. 5) și cu înclinare medie sau mare precum și cele cutate (fig. XX. 6) exploatarea la zi se realizează în condiții tehnico-economice avantajoase numai parțial pînă la o anumită adîncime limită de exploatare la zi, iar rezervele situate la adîncime mai mare se exploatează prin lucrări miniere subterane.

Pentru ca exploatarea la zi a zăcămintelor să fie avantajoasă atît din punct de vedere tehnic cît și economic, pe lîngă aceste condiții geologice trebuie să mai fie îndeplinite încă o serie de condiții dintre care cele mai importante sînt:

— un relief favorabil al regiunii care să permită dezvoltarea normală a exploatării, atît în ceea ce privește operațiile de extragere, transport și depozitare a formațiunilor acoperitoare sau a materialelor sterile rezultate din intercalații, cît și în ceea ce privește extragerea propriu-zisă și transportul substanțelor minerale utile;

— un regim hidrogeologic favorabil, lipsit, în general, de ape de suprafață (riuri, lacuri, mlaștini etc.) sau de pînze acvifere subterane, care se pot infiltra pînă la exploatare și astfel să producă inundarea acestuia sau să necesite cheltuieli mari pentru captarea și evacuarea lor;

— formațiunile acoperitoare să fie alcătuite de preferință din roci dezagregate, din roci cu coeziune redusă sau din roci consistente moi, pentru ca îndepărtarea lor să necesite lucrări și cheltuieli cît mai mici;



Fig. XX.1. Zăcămint sub formă de depozit sau stock dezvoltat deasupra nivelului terenului înconjurător (a) sau sub nivelul terenului înconjurător (b):
1 — substanță minerală utilă; 2 — roci înconjurătoare.



Fig. XX.2. Zăcămint stratiforme orizontale (a) sau de înclinare mică (b) exploatabile integral la zi:

1 — substanță minerală utilă; 2 — roci acoperitoare.

Fig. XX.5. Zăcămint sub forma unui pachet de strate cutate exploatabil parțial la zi:

I — exploatare la zi; II — exploatare subterană.



Fig. XX.3. Zăcămint stratiforme de înclinare și grosime variabilă, exploatabile integral la zi:

1 — substanță minerală utilă; 2 — roci acoperitoare.

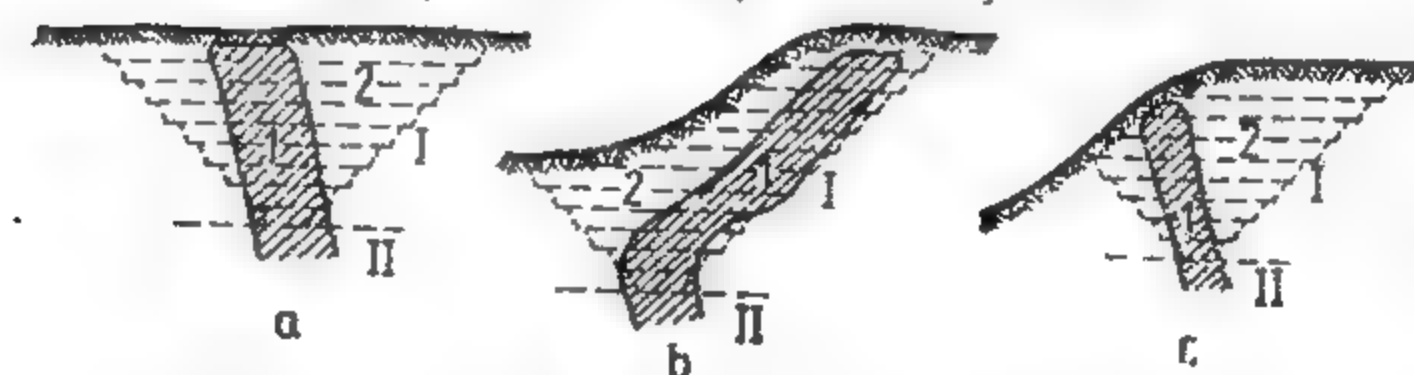


Fig. XX.4. Zăcămint exploatabile parțial la zi:

a — c — zăcămint cu înclinare mare; b — zăcămint cu înclinare medie, dezvoltat în coasta unui deal;
1 — substanță minerală utilă; 2 — roci acoperitoare și înconjurătoare; I — exploatare la zi; II — exploatare subterană.

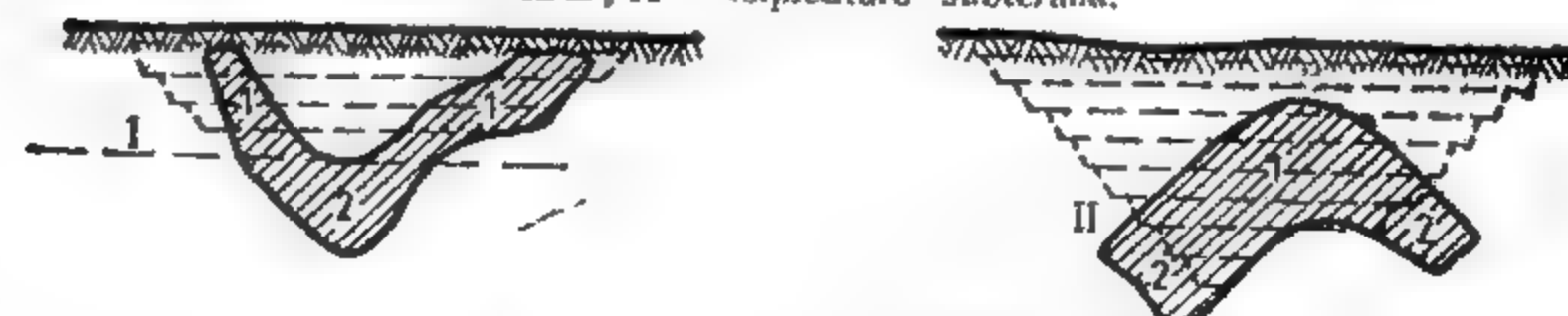


Fig. XX.6. Zăcămint cutate exploatabile parțial la zi:
I — sinclinal; II — anticlinal; 1 — exploatare la zi; 2 — exploatare subterană.

— un climat acceptabil care să asigure o anumită perioadă de lucru lipsită de manifestări atmosferice excesive.

La alegerea tipului de exploatare a unui zăcămint trebuie să se țină seama de pierderile și de sărăcirea în conținut a substanței minerale utile, de structura zăcămintului, de modul de exploatare — global sau selectiv — elemente de care sînt strîns legate tehnica și organizarea metodelor de lucru respective. La zăcămintele cu constituție complexă, mai ales cînd forma acestora nu prezintă o continuitate și uniformitate a caracteristicilor geometrice, prin exploatarea la zi se poate realiza extragerea aproape totală a rezervelor, ceea ce nu se poate atinge în aceeași măsură prin exploatarea subterană.

În cazul cînd numai o parte a zăcămintului I, prezintă avantaje evidente pentru exploatarea la zi, iar altă parte, II, ar trebui extrasă prin lucrări subterane (fig. XX.4—XX.6), se pune problema determinării, în primul rînd, a *limitei raționale de exploatare la zi*, care în funcție de proprietățile fizico-mecanice ale rocilor înconjurătoare va determina și deschiderea transversală a carierei la suprafața terenului.

În privința adîncimilor maxime proiectate sau realizate pînă azi în exploatarea la zi de minereuri și cărbuni superiori, după forma, așezarea zăcămintului și în funcție de caracteristicile rocilor înconjurătoare — s-au atins adîncimi de 600—700 m. La exploatarea la zi de lignit adîncimea maximă proiectată este de 500 m.

Din punct de vedere economic, tehnic și al conținutului se pretează a fi exploatate la zi: zăcămintele de combustibili minerali solizi (turbă, lignit, cărbuni bruni etc.); zăcămintele de minereuri metalifere (fier, cupru, staniu, zinc, aur etc.); zăcămintele de substanțe nemetalifere (caolin, fosfați, humă, bentonită, sulf, azbest etc.); rocile de toate proveniențele folosite ca materiale de construcție și decoratie (nisip, pietriș, marmure, granite, calcare etc.).

Înainte de elaborarea proiectelor de deschidere, pregătire și exploatare a unei cariere este necesar să se cunoască în mod cît mai amănunțit geologia regiunii și a zăcămintului care urmează a fi exploatat, adică stratigrafia și tectonica formațiilor respective, pentru a se preciza natura, grosimea și întinderea rocilor acoperitoare și înconjurătoare zăcămintului, forma, modul de prezentare și dimensiunile zăcămintului, gradul de puritate al substanței minerale utile, numărul, poziția și debitul stradelor acvifere superioare zăcămintului; eventuale suprafețe de ruptură, cu sau fără denivelări, care afectează zăcămintul, planele de separație, de stratificație, de șistozitate, de clivaj, de foliație etc; fracturile de contracție, de dilatare, de compresiune etc. structura și textura elementelor constitutive etc.

Pentru precizarea și determinarea caracteristicilor mai sus menționate este necesar să facă lucrări de prospecțiuni (v. Secțiunea X. Prospecțiunea) și de explorare (v. Secțiunea XI. Explorarea), completate cu cercetări și analize de laborator.

1.2. CATEGORII DE LUCRĂRI

Pentru exploatarea la zi a unui zăcămint de substanțe minerale utile, după elaborarea documentațiilor și obținerea aprobărilor pentru scoaterea din circuitul economic (agricol, forestier, etc.) a terenului ce va fi ocupat de carieră, trebuie deosebite și executate următoarele categorii de lucrări principale:

1. Pregătirea suprafeței sau teritoriului viitoarei exploatare la zi cuprinzînd: tăierea pădurilor și scoaterea rădăcinilor; abaterea cursurilor râurilor și pîraielor; evacuarea apelor din lacuri și mlaștini; deplasarea construcțiilor civile și industriale costisitoare, a conducte-

telor de utilitate publică, a liniilor de înaltă tensiune, a liniilor telefonice, a liniilor de iluminat etc. Lucrările din această categorie se execută, de regulă, numai cu mijloace mecanizate, începînd de la defrișarea și scoaterea rădăcinilor și terminînd cu demolarea construcțiilor și nivelarea terenului.

2. Asecarea zăcămintului și drenarea apelor conform proiectului tehnic, prin executarea canalelor deschise, forajelor sau a lucrărilor subterane de drenaj: protecția viitorului perimetru de exploatare la zi prin șanțuri de gardă și eventual cu ajutorul unor baraje contra eventualelor inundații.

3. Executarea clădirilor și instalațiilor necesare producției.

4. Organizarea depozitelor pentru substanța minerală utilă și a haldelor pentru steril.

5. Săparea lucrărilor miniere principale de deschidere, montarea liniilor de alimentare cu energie electrică și organizarea căilor și instalațiilor de transport, atât în interiorul exploatare la zi cît și în exteriorul acesteia la depozite și halde.

6. Pregătirea fronturilor de lucru cuprinzînd executarea tuturor tranșeele de pregătire necesare și amenajarea bermelor.

7. Lucrări de exploatare propriu-zisă — extragerea directă a rocilor acoperitoare și înconjurătoare precum și a substanței minerale utile din zăcămint.

8. Lucrări auxiliare constînd din: excavări sau decapări preliminare a formelor pozitive de relief din cîmpul de exploatare la zi, alinierea taluzelor, nivelarea bermelor treptelor, selecționarea substanței minerale utile din rocile sterile etc.

Lucrările de nivelare constau din excavări locale în berme, încărcarea și transportul rocii excavate. Asemenea lucrări intervin cînd înălțimea treptei depășește pe cea maximă admisibilă, în funcție de parametrii de lucru ai excavatorului întrebuințat la extragere.

În caz de necesitate, acoperișul substanței minerale utile se curăță de rocile sterile rămase pe acesta de la descoperțare. Este vorba de o felie sau un strat de rocă sterilă cu grosimea de 0,5—1,5 m, care se lasă neextrasă la descoperțare în scopul evitării degradărilor și pierderilor de substanță minerală utilă la lucrul cu excavatoare de mari dimensiuni. Prezența acestei felii de steril apare ca obligatorie în cazul caracterului neuniform al acoperișului stratului de substanță minerală utilă.

Organizarea și modul de efectuare a categoriilor de lucrări prezentate mai sus trebuie să asigure: respectarea termenelor finale de realizare stabilite prin proiectul tehnic; manoperă și cost minim, precum și securitate deplină a muncitorilor și utilajelor în timpul realizării lucrărilor.

1.3. MATERIALE GRAFICE FOLOSITE ÎN EXPLOATAREA LA ZI

Materialele grafice folosite în executarea și urmărirea lucrărilor din exploatarea la zi sînt reprezentate prin hărți geologice și hidrogeologice, planuri de asecare, de deschidere, pregătire și exploatare, precum și prin planuri de ansamblu.

Profilele geologice, secțiunile transversale și longitudinale prin zăcămintul de substanță minerală utilă au drept scop punerea în valoare a tuturor elementelor caracteristice ale zăcămintului (înclinare, grosime, adîncime, extinderea pe verticală și orizontală s.a.m.d.). În profilele și secțiunile geologice și hidrogeologice se arată geomorfologia zăcămintului, succesiunea diverselor formațiuni productive și neproductive, prezența (sau nu) a deranjamentelor tectonice și a formațiunilor acvifere etc.

Planurile de asecare, de deschidere, pregătire și exploatare sunt necesare pentru detalierea desfășurării în timp și în spațiu a proceselor tehnologice precum și pentru detalierea anumitor elemente constructive, care nu pot apărea cu suficientă claritate în planurile obișnuite de ansamblu și geologice.

Pentru a ușura conducerea și execuția lucrărilor de asecare, deschidere, pregătire și exploatare, se redesenează la o scară potrivită (de obicei 1:2000 și 1:1000) modul cum se desfășoară în timp și spațiu toate procesele tehnologice, în vederea clarificării celor mai mărunte probleme de execuție. Detaliile se întocmesc pentru asecarea formațiunilor acvifere, pentru căile de vehiculare a utilajelor, pentru traversarea deranjamentelor tectonice, pentru evacuarea apelor, pentru alimentarea cu energie electrică a consumatorilor din carieră, pentru căile de evacuare a producției și sterilului, pentru amplasarea și construcția haldelor etc. Detaliile executate sunt prevăzute, la rândul lor, cu vedere în plan, secțiuni transversale și longitudinale etc.

Planurile de ansamblu indică amplasamentul obiectivelor, din care cauză se mai numesc și *planuri de situație*. În aceste planuri sunt trecute limitele exploatării la zi, căile de comunicație existente sau proiectate, instalațiile existente, proiectate și provizorii, curbele de nivel ale suprafeței, alimentarea generală cu energie electrică, nordul și direcția vânturilor, fluxul tehnologic de transport al utilului și sterilului etc.

Întocmirea hărților, planurilor și desenelor întrebuintate în exploatarea la zi se bazează pe folosirea semnelor și culorilor convenționale.

Pentru construirea hărților topografice se folosesc semnele topografice convenționale și curbele de nivel; pentru hărțile și planurile geologice se folosesc semnele geologice și culorile convenționale; pentru planurile și desenele economice se folosesc semnele miniere, iar pentru construirea profilelor geologice, tehnico-geologice sau a coloanelor stratigrafice se folosesc semnele litologice și culorile convenționale.

Principalele semne convenționale miniere și cele pentru mașini întrebuintate la întocmirea planurilor și desenelor carierelor sunt reprezentate în tabelele XX.1 și XX.2.

2. DIMENSIONAREA TREPTELOR ÎN CARIERE

2.1. ELEMENTELE CARIERELOR ȘI DIMENSIUNILE ELEMENTELOR GEOMETRICE ALE TREPTELOR

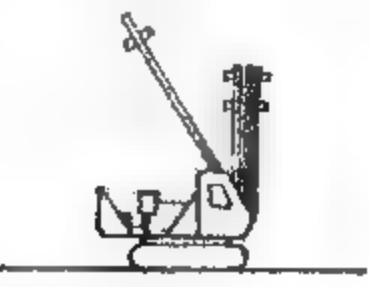
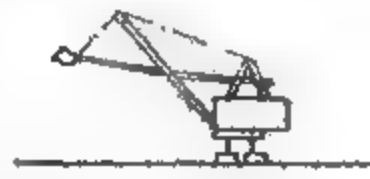
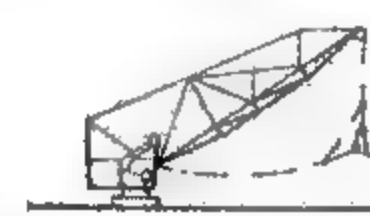
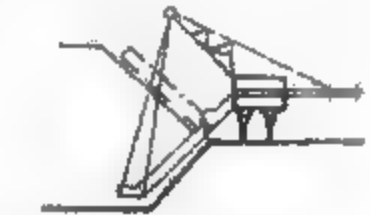








Extinderea în suprafață a zăcămintului sau a porțiunii dintr-un zăcămint care formează obiectul exploatării printr-o carieră constituie *cîmpul carierei*.

Forma, mărimea și orientarea cîmpului carierei se aleg ținând seama de următorii factori determinanți: natura zăcămintului (cărbuni, minereuri, roci utile); forma de prezentare a zăcămintului (strate, lentile, filoane, masive etc.); mărimea producției carierei; condiții de suprafață marcate prin: configurația terenului (plan sau accidentat), hidrografia regiunii (existența în apropiere a unor ape stătătoare sau curgătoare importante); posibilități de depozitare a sterilului; posibilități de dezvoltare a exploatării (existența în apropiere a unor sate, orașe, obiective industriale, căi de comunicație, lucrări de artă etc. care nu pot fi mutate sau desființate).

Tabloul XX.1
Semne convenționale miniere pentru lucrările din cariere

SEMNU	SEMNTIFICAȚIA SEMNULUI
	Zone lipsite de nisipuri acvifere
	Afloriment
	Foraj $\frac{\text{adîncimea forajului}}{\text{grosimea totală a stratului util}}$
	Drenuri
	Drenuri la piciorul haldei
	Drenuri pentru evacuarea apelor din haldă
	Perimetrul carierei
	Cota
	Limită de exploatare
	Drum
	Transportor cu bandă pt. util
	Transportor cu bandă pt. steril
	Transportor cu bandă pt. steril și util
	Taluz steril
	Taluz util
	Taluz haldă
	Taluz mixt: steril și util
	Tăiere în sus cu excavatorul
	Tăiere în jos cu excavatorul
	Taluz haldă depunere în sus
	Taluz haldă depunere în jos

Semne convenționale pentru utilajele din cariere

Nr. crt.	UTILAJUL	SEMNIFICAȚIA UTILAJULUI
1		Sondeză
2		Excavator lopată mecanică
3		Draglină
4		Elindă
5		Excavator cu rotor
6		Screper pe roți
7		Buldozer
8		Scarificator
9		Încărcător
10		Autobasculantă
11		Transbordor cu braț în consolă
12		Pod transbordor

Cîmpul carierei se împarte pe verticală în felii orizontale, a căror extragere în procesul exploatarei capătă forma de *trepte*. Ca urmare, prin *treaptă* (fig. XX.7) se înțelege profilul unei felii de o anumită înălțime h din complexul de roci sterile sau substanță minerală utilă, care se exploatează prin mijloace de extragere independente, materialul fiind apoi încărcat și transportat în cadrul unei organizări independente.

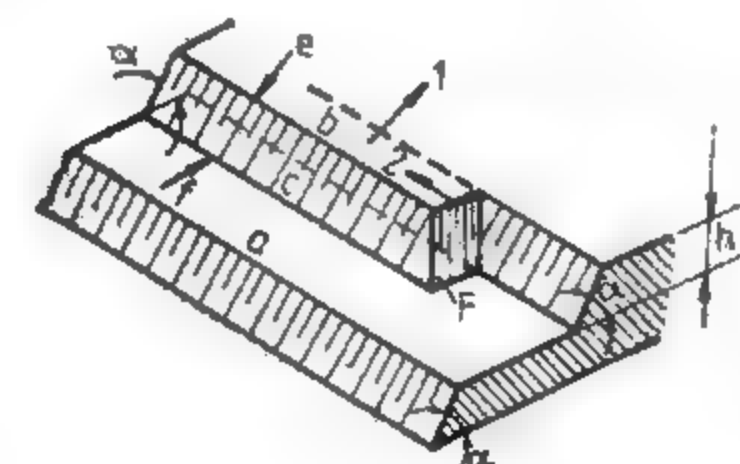


Fig. XX.7. Elementele treptei: 1 — direcția de înaintare a treptei; 2 — direcția de înaintare a frontului de lucru.

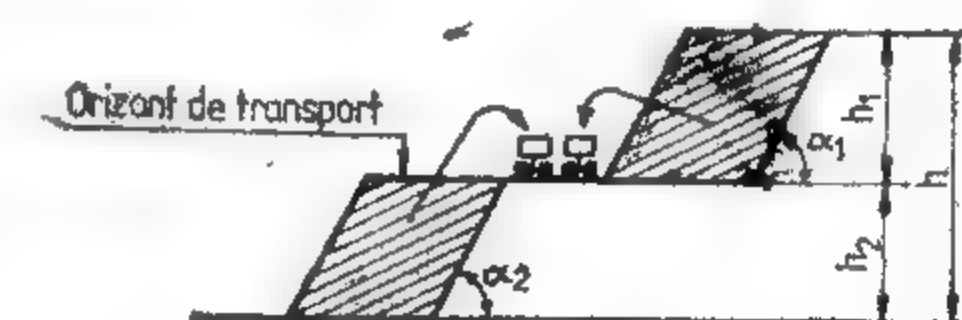


Fig. XX.8. Împărțirea treptei în subtrepte de extragere: h_1 și h_2 — înălțimile subtreptelor; h — înălțimea treptei.

Partea din treaptă exploatată cu mijloace proprii de extragere, dar deservită de transportul comun pentru întreaga treaptă, se numește *subtreaptă*; două sau mai multe subtrepte, deservite de căi comune de transport, formează o *treaptă de lucru* (fig. XX.8). Împărțirea în subtrepte se face după indicii de omogenitate ai rocilor, dacă acest lucru nu s-a făcut la împărțirea zăcămintului în trepte.

Fiecare treaptă (fig. XX.7) este indicată printr-o cotă — cota căii de transport — și are următoarele elemente: berma inferioară — a ; berma superioară — b ; taluzul — c ; unghiul de taluz — α ; bordura inferioară — f ; bordura superioară — e .

Ca elemente de bază pe care le deosebim într-o carieră (fig. XX.9) se menționează: bordurile carierelor — 2; berma de bază (vatra sau talpa carierei) — 3; conturul superior al carierei 2—2; conturul inferior al carierei 4—4'; marginea sau luneta carierei, care reprezintă totalitatea taluzurilor și bermelor unei cariere, făcîndu-se distincția între marginea

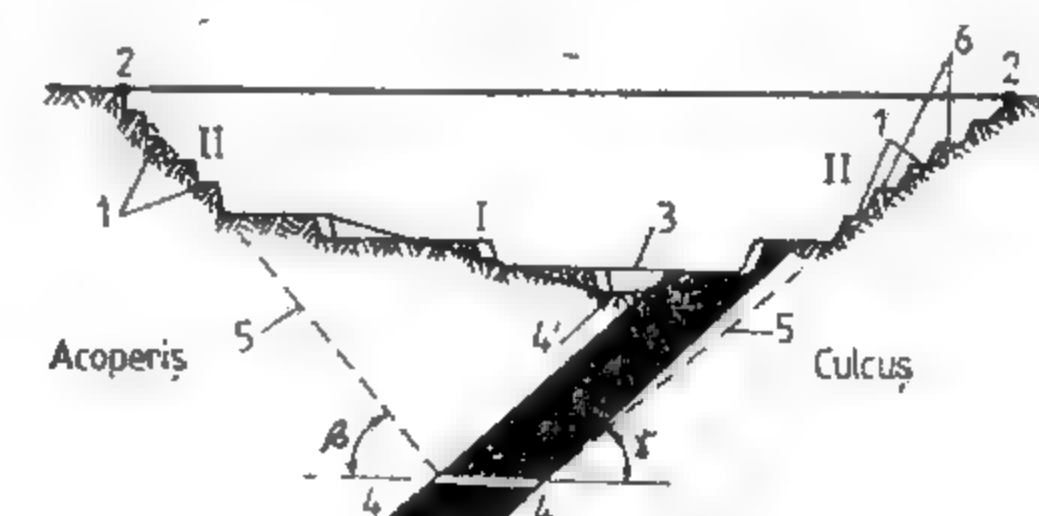


Fig. XX.9. Secțiune transversală printr-o carieră ce exploatează un zăcămint de mare înclinare.

(luneta) în exploatare I, pe care se execută lucrări de extragere, și marginea exploatăată II' pe care se mai execută lucrări de extragere; taluzul carierei 5, prin care se înțelege planul tangent la conturul inferior și superior al carierei; berme de siguranță, 1; berme de transport, 6; unghiurile de taluz ale carierei β și γ .

Dimensiunile elementelor geometrice ale treptelor din exploatarea la zi, adică înălțimea treptelor, lățimea bermelor și unghiul de taluz se calculează și se adoptă în funcție de: structura masivului în care se formează treapta; caracteristicile fizico-mecanice ale rocilor din treaptă; condițiile de lucru caracterizate, în principal, prin metodele de exploatare și extragere aplicate: parametrii funcționali ai utilajului mecanic folosit la executarea diferitelor operații din front etc.

2.1.1. ÎNĂLȚIMEA TREPTELOR

În practica curentă a exploatărilor la zi, înălțimea treptelor ajunge până la 60 m. În cazul rocilor aluvionare, extrase cu mijloace manuale, nu se depășește, în general, înălțimea de 4 m și numai când roca este eruptivă de tărie mare se poate ajunge la extragerea manuală, la cel mult 10 m. În cazul extragerii rocilor de tărie medie sau mare, prin lucrări de perforare-impuscare și încărcării materialului derocat cu excavatoare, înălțimea treptei este adesea de 20–30 m. Când extragerea se face direct cu mijloace mecanice, înălțimea frontului de lucru (treptei) variază în funcție de posibilitățile de lucru ale mașinii, putând ajunge până la cel mult 25–30 m. Deci înălțimea minimă se adoptă în cazul folosirii găurilor de mină și încărcării materialului derocat, cu unelte manuale, iar înălțimile mari ale treptei de 25–60 m se adoptă fie în cazul impuscării în masă cu încărcături concentrate amplasate în găuri de sondă sau în camere de minare, fie în cazul extragerii directe cu utilaj mecanic de mari dimensiuni.

2.1.2. UNGHIUL DE TALUZ

Unghiurile de taluz ale treptelor în exploatare au valori variabile și acestea depind de proprietățile rocilor, de înălțimea treptei și de metoda de extragere aplicată.

Înălțimea maximă și unghiul de taluz maxim al treptelor din cariere, fiind scema de natura rocilor, sint date în tabelul XX.3.

Tabelul XX.3

Înălțimea și înclinarea taluzelor treptelor de lucru (de scurtă durată) din exploatarea la zi

Natura rocii	Treaptă de lucru	
	Înălțimea maximă [m]	unghiul de înclinare maxim [grade]
Roci magmatice și metamorfice omogene	nelimitată	80–90
Roci magmatice, în general, în condiții obișnuite	nelimitată	70–80
Roci sedimentare monolitice, în condiții obișnuite	nelimitată	50–60
Roci metamorfice — sisturi cristaline și sedimentare de natură grezoasă uscate	25–30	40–50
Roci sedimentare: argile, argile nisipoase și marne	25–30	35–45

În cazul exploatărilor adinci taluzele sint eșalonate unul după altul în spațiu, prin berme intercalate, formind sisteme de taluze sau marginile carierei.

Taluzele treptelor marginiei carierei din partea în care nu se lucrează au o înclinare mai mică cu 10–15°, decât înclinarea taluzelor treptelor marginiei în exploatare (tabelul XX.4), ele trebuind să dureze o perioadă mai lungă de timp.

Tabelul XX.4

Înclinarea taluzelor treptelor libere (de lungă durată) din exploatarea la zi

Natura rocii	Înclinarea taluzului treptelor libere [grade]
Roci magmatice și metamorfice omogene	55–65
Roci sedimentare monolitice	50–55
Roci argilo-nisipoase uscate	40–50
Roci argiloase uscate	40–45
Roci argilo-nisipoase umede	25–30

Unghiurile de taluz ale marginilor carierelor, β și γ , se determină în funcție de elementele geometrice ale sistemului de trepte care constituie marginile: lățimea bermelor și înălțimea treptelor precum și înclinarea taluzelor acestora.

Unghiul de taluz al marginiei carierei (fig. XX.10) se poate calcula cu relația:

$$\operatorname{tg} \beta(\gamma) = \frac{H}{\sum_{i=1}^{n-1} B_i + \sum_{i=1}^n h_i \operatorname{ctg} \alpha_i} \quad (2.1)$$

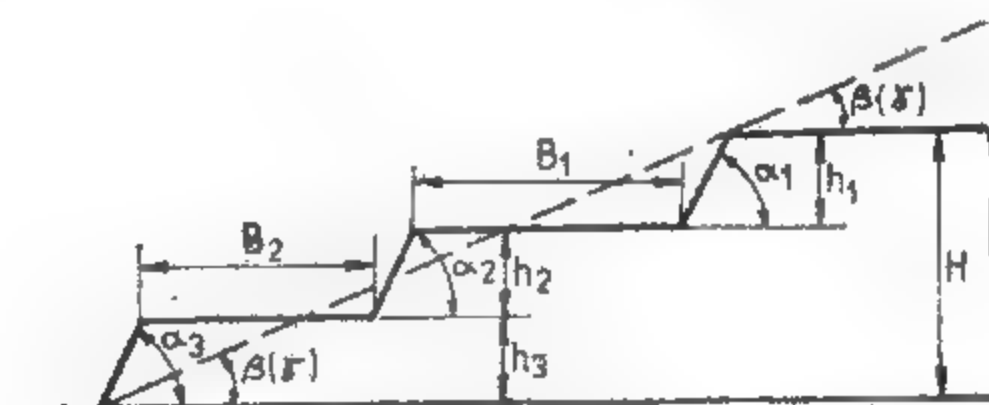


Fig. XX.10. Unghiul de taluz al marginiei carierei.

În cazul când înălțimea treptelor, unghiurile de taluz și lățimea bermelor sint aceleași pentru toate orizonturile de exploatare, relația de mai sus devine:

$$\operatorname{tg} \beta(\gamma) = \frac{h}{\left(\frac{n-1}{n}\right) B + h \operatorname{ctg} \alpha} \quad (2.2)$$

unde: H este adâncimea totală a exploatării; h — înălțimea treptelor; B — lățimea bermelor; α — unghiul de taluz al treptelor; n — numărul de trepte din carieră.

Datorită parametrilor care definesc unghiurile de taluz ale marginilor, se va constata o diferență destul de mare între valoarea unghiului de taluz a marginii în exploatare și a celei exploatare (fig. XX.9).

Ca mărimi aproximative ale unghiurilor marginilor în exploatare și exploatare în carierele care exploatează zăcăminte de înclinare medie și mare, se adoptă valorile indicate în tabelul XX.5.

Tabelul XX.5

Valori pentru unghiurile de taluz ale marginilor carierelor

Marginea	Natura rocilor	Unghiul de taluz [grade]
În exploatare	Roci magmatice, metamorfice și sedimentare monolitice omogene	18—20
	Roci metamorfice cu șistozitate pronunțată și alterate și roci sedimentare în condiții obișnuite	18—20
	Roci sedimentare argilo-nisipoase greu asecabile	10—15
Exploatată	Roci magmatice, metamorfice și sedimentare monolitice omogene	50—60
	Roci metamorfice cu șistozitate pronunțată și alterate și roci sedimentare în condiții obișnuite	35—45
	Roci sedimentare argilo-nisipoase greu asecabile	20—30

Mărimea unghiului de taluz și înălțimea treptei sunt influențate și de caracterul activității rocilor, rocile uscate admitând trepte cu unghiuri de taluz și înălțimi mai mari.

Valorile unghiurilor de taluz și ale înălțimii treptelor exploatărilor la zi de cărbune din țara noastră, dotate cu utilaje de mare capacitate, sunt redată în tabelul XX.6, variind funcție de zona de amplasare a carierei.

Unghiurile de taluz ale treptelor și ale marginilor carierelor, prezentate în tabelele de mai sus, sunt orientative și urmează a fi precizate în funcție de condițiile miniere, geologice și tehnice ale fiecărei exploatări.

Tabelul XX.6

Înălțimea și înclinarea treptelor și sistemului de trepte ale carierelor de cărbune din România

Fechi taluzelor	Înălțimea treptelor individuale, h și a sistemului de trepte, H [m]	Unghi [grade]			
		Zonă colinară		Zonă de luncă	
		Taluze individuale	Sisteme de taluze	Taluze individuale	Sisteme de taluze
Definitive					
— marginale	$h = 12-20$ $H = 24-96$	35—45 —	— 15°30'—24°30'	50—60 —	— 18°30'
— de cap	$h = 7-21$ $H = 14-103$	35—45 —	— 12°20'—19°20'	50 —	— 15°30'
De lucru	$h = 16-20$ $H = 32-150$	60—70 —	— 17°	60—66 —	— 50
La tăierea preliminară a zonelor colinare	$h = 20$	30°	16°	45—50	—

2.1.3. LĂȚIMEA BERMELOR

Din punct de vedere al lățimii, bermele treptelor se împart în:

— berme de lucru, pe care se efectuează toate operațiile de extragere, încărcare și transport.

Lățimea bermelor de lucru variază în limite mari, în funcție de utilajul folosit și de metoda de lucru (extragere) aplicată. Adesea lățimea acestor berme depășește de 3—4 ori înălțimea treptei;

— berme de transport, care rămân după exploatarea treptei pentru asigurarea continuității transportului.

Lățimea acestor berme depinde de sistemul de transport utilizat, de numărul liniilor de transport folosite și de spațiile de siguranță necesare de lăsat de o parte și de alta a căii de transport. Adesea lățimea bermelor de transport variază între 8—15 m.

După terminarea exploatării treptelor, bermele de transport se exploatează, dacă este posibil, până la lățimea bermelor de siguranță;

— berme de siguranță, care asigură protecția împotriva surpării treptelor a căror exploatare s-a terminat și, în special, împiedică rostogolirea blocurilor desprinse din treptele superioare.

La exploatarea zăcămintelor de înclinare medie și mare, în luncă sau marginea carierei și anume în taluzele treptelor se amenajează berme de siguranță, având lățimea egală cu 0,1—0,2 din înălțimea treptei, dar nu mai înguste de 1 m. În carierele adânci, la fiecare 30 m pe verticală se amenajează câte o bermă de siguranță cu lățimea de minimum 6 m.

Bermele de siguranță se obțin, de regulă, prin lăsarea neterminată a extragerii (tăierii) treptei inferioare față de cea superioară. Până la urmă bermele de lucru și cele de transport se reduc, prin exploatare, la lățimea bermei de siguranță.

2.2. DETERMINAREA ELEMENTELOR GEOMETRICE ALE TREPTELOR

Realizarea în cariere a unei exploatare ritmice și în deplină siguranță necesită atât dimensionarea, cât și menținerea în limitele valorilor admisibile pe tot parcursul exploatarei a elementelor geometrice ale treptelor marcate prin: înălțimea treptelor, unghiul de taluz și lățimea bermelor.

Așa după cum s-a arătat la dimensionarea elementelor geometrice ale treptelor, trebuie să se țină seama în principal de: caracteristicile fizico-mecanice ale rocilor din treaptă; condițiile de lucru caracterizate prin metodele de extragere și exploatare aplicate și parametrii funcționali ai utilajului folosit la executarea diferitelor operații.

2.2.1. ÎNĂLȚIMEA ȘI ÎNCLINAREA TREPTELOR

Determinarea înălțimii treptelor se poate face pe două căi: una *teoretică*, ținându-se seama de proprietățile fizico-mecanice ale rocilor ce se vor extrage, și o altă *practică*, care iese în considerare utilajele și tehnologiile de lucru.

Calea de urmat în rezolvarea acestei probleme este aceea de a se determina înălțimea treptei după ambele criterii și de a se accepta și lucra pe șantier cu înălțimea minimă care va asigura stabilitatea deplină a taluzelor și siguranța funcționării utilajelor, amplasate în fraturile și pe bermele treptelor.

În afară de considerentul siguranței în desfășurarea procesului tehnologic, la stabilirea înălțimii treptelor trebuie să se țină seama de următoarele condiții de exploatare: omogenitatea grosimii rocilor sterile sau a substanței minerale utile din fiecare treaptă; amplasarea bermelor de lucru pe formațiuni de roci rezistente, apte pentru executarea operațiilor din procesul tehnologic și pentru deplasarea utilajului greu; o bună folosire a utilajului minier și concordanța parametrilor acestuia cu dimensiunile frontului de lucru (înălțimea treptelor); exploatarea treptei pe întreaga ei înălțime prin unul sau două fronturi de lucru, evitând pe cât posibil extragerea selectivă.

Determinarea înălțimii și înclinării treptelor în funcție de proprietățile fizico-mecanice ale rocilor. Pierderea stabilității și alunecarea treptelor din exploatarea la zi poate avea loc după suprafețe plane, suprafețe curbe și suprafețe cu contur poligonal. Forma suprafeței potențiale de alunecare depinde de natura rocii, structura masivului, natura și intensitatea forțelor care acționează asupra masivului etc.

Pentru calculul înălțimii treptelor din exploatarea la zi constituite din roci de tărie medie și mică, se cunosc o serie de procedee analitice sau grafo-analitice, care iau în considerare atât geometria taluzului și proprietățile fizico-mecanice ale rocilor din componența acestuia cât și forma suprafeței potențiale de alunecare.

Alunecări după suprafețe plane. În cazul când alunecarea se produce după suprafețe plane (fig. XX.11), considerând unghiul taluzului de lucru α și înălțimea acestuia h , din condiția de stabilitate a taluzului se obține următoarea relație:

$$h = \frac{2c \sin \alpha \cos \varphi}{\gamma_r \sin^2 \left(\frac{\alpha - \varphi}{2} \right)} \quad [\text{m}] \quad (2.3)$$

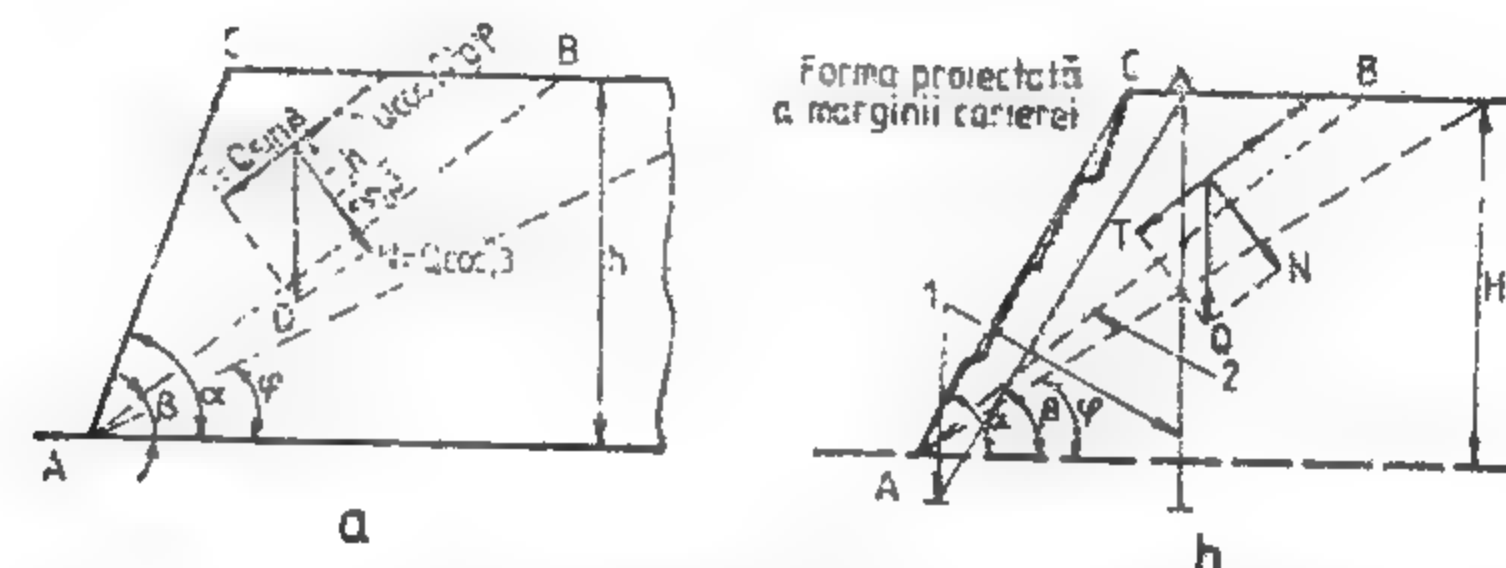


Fig. XX.11. Calculul înălțimii taluzelor în cazul alunecării acestora după o suprafață plană:

a — taluz simplu; b — sistem de taluzuri; α — unghiul taluzului de lucru; β — unghiul de stabilitate; φ — unghiul de frecare interioară; 1 — găuri de sondă; 2 — suprafață de alunecare.

Pentru condiții reale de lucru se introduce în calcul un coeficient de siguranță s al stabilității taluzului, sub forma $c' = \frac{c}{s}$ și $\varphi' = \arctg \frac{\tg \varphi}{s}$, a cărui valoare $s = 1,1 - 3,0$ este în funcție de durata de existență a taluzului și de importanța rămânării acestuia în loc.

Ținând seama de coeficientul de stabilitate, înălțimea admisibilă a treptei se obține din relația:

$$h_{ad} = \frac{2c' \sin \alpha \cos \varphi'}{\gamma_r \sin^2 \left(\frac{\alpha - \varphi'}{2} \right)} \quad [\text{m}] \quad (2.4)$$

în care: c este coeziunea rocii, daN/m^2 ; φ — unghiul de frecare interioară, grade; α — unghiul taluzului de lucru, grade; γ_r — masa volumetrică a rocii, kg/m^3 .

În tabelele XX.7 și XX.8 sunt prezentate proprietățile fizico-mecanice ale diferitelor categorii de roci, necesare proiectării și verificării stabilității taluzelor și treptelor de lucru și definitive din exploatarea la zi.

Alunecări după suprafețe curbe. Unul din multiplele procedee la care se recurge în scopul verificării stabilității sau al proiectării înălțimii și înclinării taluzelor treptelor din exploatarea la zi este procedeul grafo-analitic (fig. XX.12) elaborat de P. D. I. o b a s o v.

Tabelul XX.7

Valorile limită ale coeziunii și unghiului de frecare

Denumirea rocii	Masa volumetrică, γ_v [g/cm ³]	Umiditatea [%]	Unghiul de frecare, φ [grade]	Coeziunea în apruvetă [daN/cm ²]
1	2	3	4	5
I. Roci tari				
a. Eruptive				
Granite, porfire cuarțifere, sienite, porfirite, gabrodiorite	2,60—3,00	0,40—0,50	36	360—420
Gabrouri, gabrodiabaze, diabaze, peridotite piroxenite	2,80—3,20	—	34	320—400
b. Metamorifice și sedimentare				
Quarțite	2,64	0,50	36	350—700
Jaspolite, corneene, corneene hidrotermalitice, sisturi silicioase argiloase	2,60—3,40	0,20—0,40	34	300—380
Sisturi cuarțitice-cloritosericitoase, filite, tufite, serpentinite, skarne, gresii cuarțitice, calcare	2,50—2,90	—	33	0,14—0,90
II. Roci de tărie medie				
a. Eruptive slab alterate				
Grauitoide, porfire cuarțifere, sienite, sienit-diorite, granodiorite, granodiorit-porfirite	2,50—2,75	0,20—1,05	35	205—285
Porfirite, gabrodiabaze, diabaze, spilite	2,75—3,00	—	36	210—285
b. Eruptive alterate				
Sienit-diorite, keratofire, granodiorite, porfirite, gabrodiorite	2,40—2,66	—	34	120—180
c. Metamorifice				
Quarțite	2,61	—	34	165
Quarțite caolinizate	2,24	—	30	48
Sisturi sericitoase	2,80—2,90	—	35	140—180
Filite	—	—	27	152
Magnetite	4,32	—	34	190
Roci talcoase carbonatice	2,50—2,90	—	42	85—120
Serpentinite sistificate puternic alterate	2,50	—	33	23
d. Sedimentare				
Cărbune	1,26—1,58	5,0	36	28
Calcare	2,44—2,67	0,1—4,0	27—32	140—165

Tabelul XX.7 (continuare)

1	2	3	4	5
Calcare alterate, gresii, gresii argiloase	2,37—2,76	—	33	75—175
Calcar cu ciment carbonatat	2,57	2,27	36	170
III. Roci de tărie mică				
Sedimentare, eruptive și metamorifice puternic alterate				
Gabrodiorite	2,40	—	36	14,3
Sisturi	2,12	18	28	1,2—13,6
Gresii, diabaze, dolomite, siderite	2,00—2,10	19,6—31,6	34	1,4—17,5

Tabelul XX.8

Proprietățile fizico-mecanice ale rocilor întâlnite în unele cariere din România

Cariere	Denumirea rocii	Greutatea volumetrică, γ_v [N/m ³]	Porozitatea, n [%]	Unghiul de frecare internă, φ [grade]	Coeziunea, c [N/m ²]
1	2	3	4	5	6
Rovinari	Argilă grasă	$1,86 \cdot 10^4$	47	17	$6,86 \cdot 10^4$
	Argilă	$1,93 \cdot 10^4$	45	23	$3,83 \cdot 10^4$
	Argilă prăfoasă, sol	$1,83 \cdot 10^4$	43	24	$4,90 \cdot 10^4$
	Praf argilos nisipos	$1,81 \cdot 10^4$	45	29	$4,41 \cdot 10^4$
	Nisip argilos	$1,86 \cdot 10^4$	42	32	$2,94 \cdot 10^3$
	Nisip prăfos	$1,41 \cdot 10^4$	52	32	$2,94 \cdot 10^3$
Popești	Argilă marnoasă	$1,71 \cdot 10^4$	39	17	$1,83 \cdot 10^4$
	Argilă nisipoasă	$1,82 \cdot 10^4$	33	26	$3,92 \cdot 10^4$
	Nisip argilos metalurgic	$1,91 \cdot 10^4$	34	34	$2,65 \cdot 10^4$
	Gresie cuarțitică	$2,48 \cdot 10^4$	—	25	$8,83 \cdot 10^4$
Căpuș	Marnă argiloasă	$2,22 \cdot 10^4$	42	38	$2,16 \cdot 10^4$
	Praf nisipos	$2,38 \cdot 10^4$	40	30	$4,90 \cdot 10^4$
	Calcar organogen	$2,50 \cdot 10^4$	—	39	$1,34 \cdot 10^7$
	Calcar nutulitic	$2,50 \cdot 10^4$	—	35	$9,32 \cdot 10^6$
	Calcar masiv	$2,45 \cdot 10^4$	—	39	$1,34 \cdot 10^7$
Aghireș	Argilă nisipoasă, sol	$1,82 \cdot 10^4$	33	26	$3,92 \cdot 10^4$
	Nisip argilos, sol	$1,76 \cdot 10^4$	46	37	$3,92 \cdot 10^3$
	Nisip argilos caolinis	$2,04 \cdot 10^4$	21	33	$7,84 \cdot 10^4$
	Nisip prăfos, cuarțos, metalurgic	$1,95 \cdot 10^4$	30	34	$7,84 \cdot 10^6$
Cuciulat	Argilă prăfoasă, sol	$1,83 \cdot 10^4$	43	24	$4,90 \cdot 10^4$
	Calcar organogen	$2,50 \cdot 10^4$	—	39	$1,34 \cdot 10^7$

Tabelul XX.8 (continuare)

1	2	3	4	5	6
Gura-Haiti	Andezit piroxenit	$2,22 \cdot 10^4$	—	32	$6,37 \cdot 10^6$
	Andezit piroxenit limonitizat	$2,15 \cdot 10^4$	—	39	$4,90 \cdot 10^6$
	Andezit mineralizat cu sulf	$2,30 \cdot 10^4$	—	44	$9,81 \cdot 10^6$
	Aglomerat vulcanic	$2,48 \cdot 10^4$	—	54	$4,41 \cdot 10^6$
	Silical	$1,84 \cdot 10^4$	—	44	$4,31 \cdot 10^6$
	Andezit piroxenit	$2,51 \cdot 10^4$	—	50	$1,91 \cdot 10^7$
Teliue	Calcar cristalin	$2,74 \cdot 10^4$	—	38	$4,90 \cdot 10^6$
Șuior	Andezit ncalterat	$2,66 \cdot 10^4$	—	61	$27 \cdot 10^6$
	Andezit carbonatic	$2,66 \cdot 10^4$	—	60	$11 \cdot 10^6$
	Brecie andezitică caolinizată	$2,71 \cdot 10^4$	—	59	$3,8 \cdot 10^6$
	Andezit propilitizat cu vinișoare de calcit	$2,61 \cdot 10^4$	—	62	$12,8 \cdot 10^6$
	Brecie andezitică carbonatică cu calcit	$2,64 \cdot 10^4$	—	58	$9,0 \cdot 10^6$
	Talc alb	$2,80 \cdot 10^4$	—	30	$2,5 \cdot 10^6$
	Calcar dolomitic	$2,82 \cdot 10^4$	—	40—50	$2,0—3,5 \cdot 10^6$
	Calcar mina Vest	$2,75 \cdot 10^4$	—	45	$3,0 \cdot 10^6$

Considerând că pierderea stabilității taluzului se produce după o suprafață cilindrică-circulară și ținând seama de geometria taluzului, de proprietățile fizico-mecanice ale rocilor și de momentele forțelor active și pasive care acționează asupra masivului, autorul a ajuns la următoarea relație finală:

$$\frac{c}{\gamma_v \cdot h} = F(\alpha, \varphi) = N \quad (2.5)$$

în care: h este înălțimea critică sau limită a treptei;

$F(\alpha, \varphi) = N$ — factor de stabilitate,

Introducând în relația de mai sus, înălțimea admisibilă $h_{ad} = \frac{h}{s}$, se obține următoarea relație finală uzuală:

$$h_{ad} = \frac{c}{s \cdot \gamma_v \cdot N} \quad [\text{m}] \quad (2.6)$$

Pentru folosirea practică a relației înălțimii admisibile, fie la dimensionare, fie la verificarea stabilității treptelor, P. D. Lobasov a întocmit un grafic (fig. XX.12), care permite determinarea expeditivă a valorii factorului de stabilitate necesar calculului înălțimii admisibile sau unghiului taluzului de lucru.

I. Din grafic se determină valoarea lui N pentru un unghi de taluz și un unghi de frecare interioară cunoscute, valoare care, introdusă în relația lui h_{ad} , cunoscând coeziunea și greutatea specifică aparentă și acceptând o anumită valoare pentru coeficientul de stabilitate, determină înălțimea taluzului.

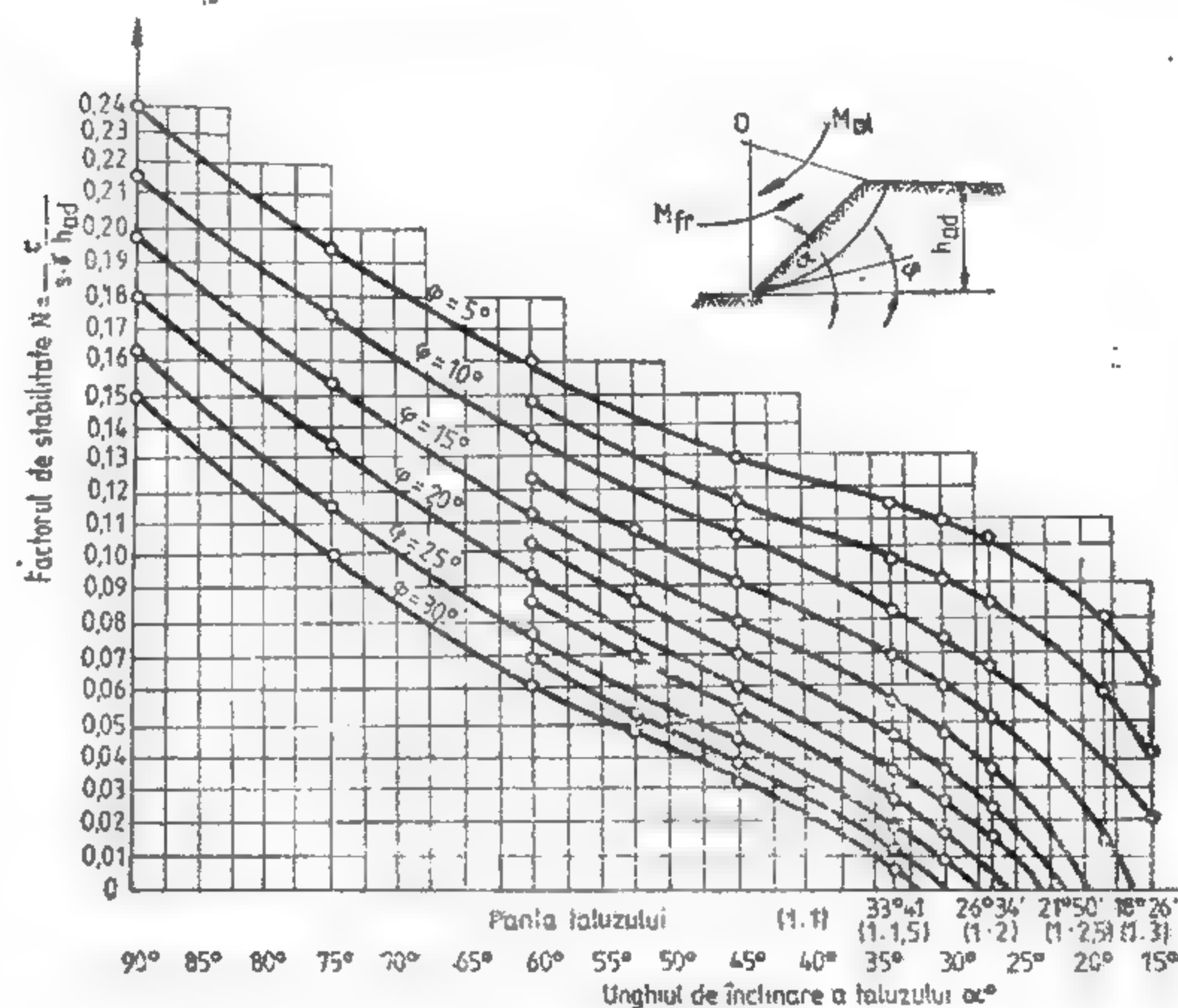


Fig. XX.12. Graficul de calcul al elementelor taluzurilor după P. D. Lobasov.

II. Când se cunoaște înălțimea taluzului și urmează a se calcula înclinarea acestuia, se procedează în felul următor: se determină valoarea lui N în funcție de c , h , γ_v și s , cu care se intră pe ordonată, apoi se duce o orizontală până la intersecția curbei unghiului de frecare din taluz, de unde se coboară o perpendiculară pe abscisă și se citește valoarea unghiului de înclinare a taluzului.

Pentru determinarea expeditivă a înălțimii limită sau a unghiului de înclinare a taluzelor plane din exploatarea la zi, G. L. Fisanenko a întocmit un grafic (fig. XX.13) avînd la bază ipoteza alunecării masivului după o suprafață cilindrică-circulară, iar la partea superioară verticală.

Pe grafic sînt trecute în abscisă unghiurile de înclinare a taluzelor α , iar pe ordonată înălțimile treptelor, h .

Scara graficului M se determină prin relația:

$$\frac{1}{M} = \frac{h_0}{h_{90}} \quad (2.7)$$

în care: h_0 este mărimea respectivă din grafic; h_{90} — înălțimea porțiunii verticale a taluzului, care se calculează cu relația:

$$h_{90} = \frac{2 \cdot c}{\gamma_0} \operatorname{ctg}(45 - \varphi/2) \quad (2.8)$$

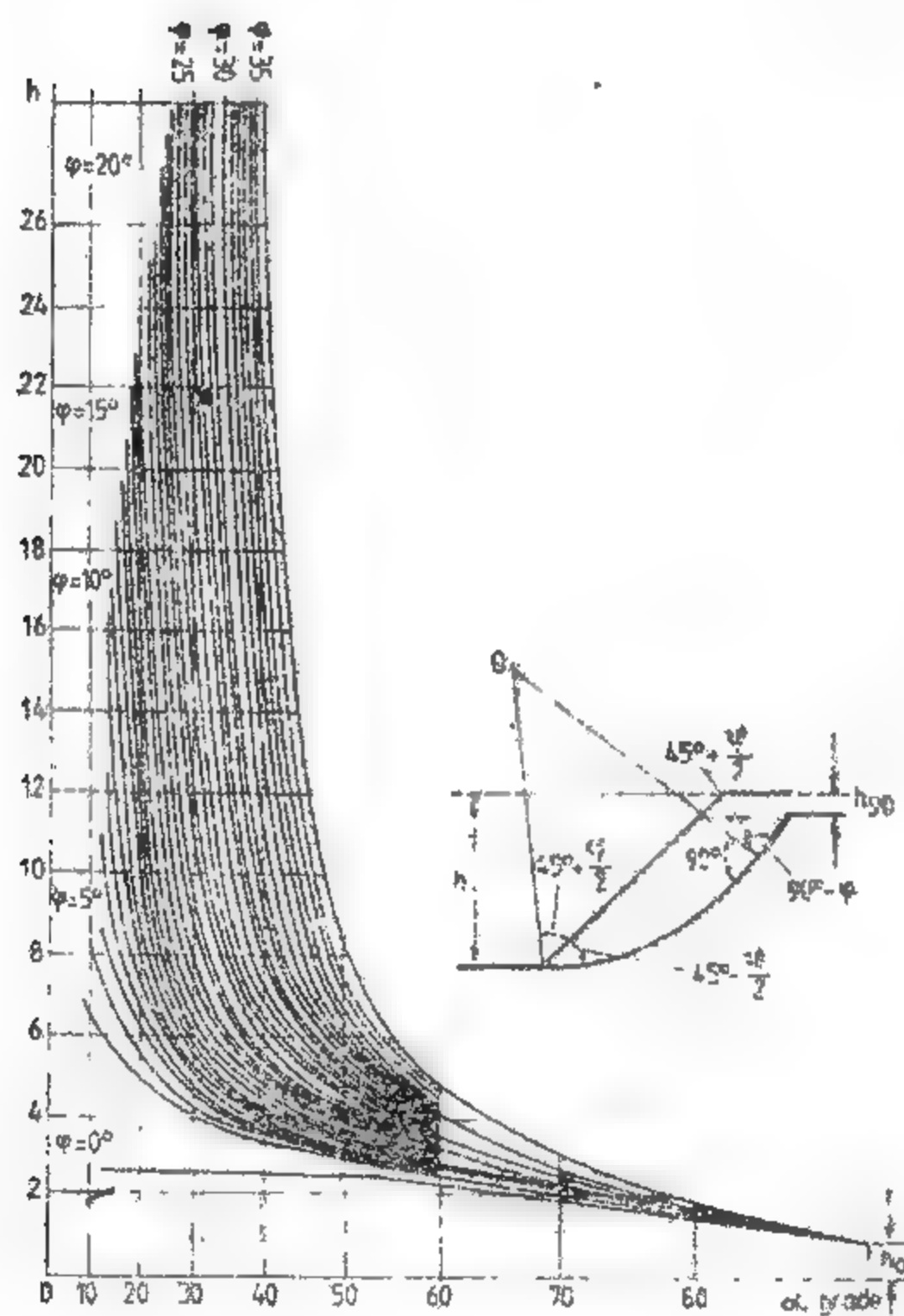


Fig. XX.13. Graficul de determinare a înălțimii limită a taluzelor plane în funcție de unghiul de înclinare α și unghiul de frecare interioră φ .

în care: c este coeziunea medie a rocilor, N/m^2 ; γ_0 — greutatea volumică medie a rocilor, N/m^3 ; φ — unghiul de frecare mediu al rocilor.

Graficul se folosește în modul următor:

I. Se calculează mai întâi h_{90} și se determină scara graficului M . Cunoscându-se unghiul de taluz α și unghiul de frecare interioră, φ , se ridică în dreptul valorii α de pe abscisa graficului o perpendiculară pînă întîlnește curba respectivă a unghiului de frecare

interioară dat. Din punctul astfel obținut se duce o paralelă la axa absciselor pînă întîlnește axa ordonatelor. Valoarea astfel determinată a lui h se înmulțește cu scara graficului M , obținându-se valoarea reală a înălțimii limită a taluzului.

II. Dacă se cunoaște înălțimea limită a taluzului h și unghiul de frecare interioră φ , valoarea unghiului de taluz se determină în același mod, operațiile efectuându-se invers ca în cazul precedent. Astfel, înălțimea h a taluzului se împarte la scara graficului M , iar valoarea obținută se trece pe axa ordonatelor. Din punctul respectiv al ordonatei se duce o paralelă la axa absciselor, pînă întîlnește curba unghiului respectiv de frecare interioră φ . Din acest punct se duce o perpendiculară pe axa absciselor, iar punctul de intersecție dă valoarea unghiului α .

În cazul aplicării procedurii la proiectarea și verificarea stabilității taluzelor executate în roci stratificate, se recomandă ca în calcule să se ia în considerație numai valorile proprietăților fizico-mecanice care sînt caracteristice straturilor cu rezistența cea mai scăzută și intră în componența complexului de roci într-un procentaj mai ridicat.

Se remarcă faptul că înălțimea treptelor de lucru determinată în funcție de proprietățile fizico-mecanice ale rocilor este de multe ori de cîțiva zeci de metri, ceea ce nu se poate accepta întotdeauna în practică, din cauza greutateilor întîmpinate la excavarea mecanică sau la forarea găurilor, încărcarea lor cu exploziv și încărcarea materialului derocat.

Determinarea înălțimii și înclinării treptelor în funcție de utilajul de lucru. Relațiile de calcul ale înălțimii treptelor de lucru din exploatarea la zi, după acest criteriu, diferă în funcție de tehnologiile de lucru și tipul utilajelor întrebunătate la extragerea rocilor.

Relațiile pentru cazurile cele mai frecvente întîlnite în practică sînt prezentate în tabelul XX.9. În tabelul XX.10 sînt redată înălțimea și înclinarea treptelor în funcție de natura rocilor ce se extrag și procedeul de extragere folosit, prescrise de Normele deparlamentale de protecția muncii în vigoare în țara noastră.

2.2.2. LĂȚIMEA BERMELOR DE LUCRU

Pentru realizarea unei extrageri corecte și în deplină siguranță, în exploatarea la zi, bermele de lucru ale treptelor în exploatare trebuie să aibă o lățime corespunzătoare, care să permită:


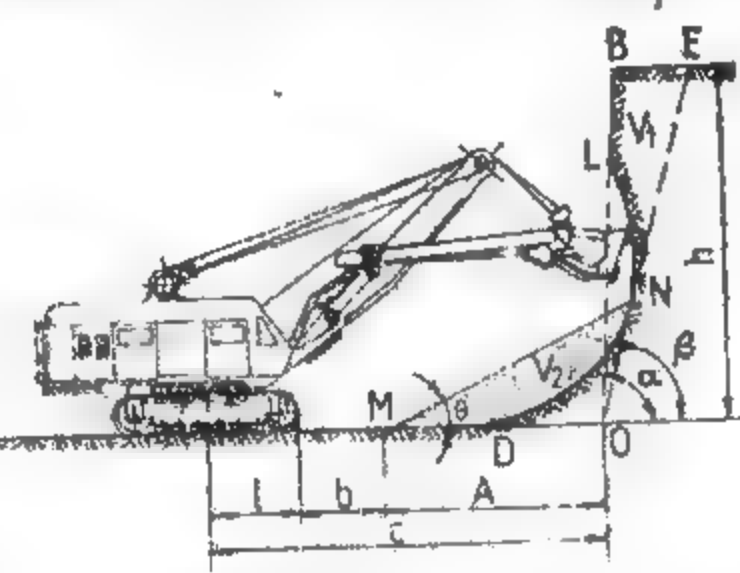
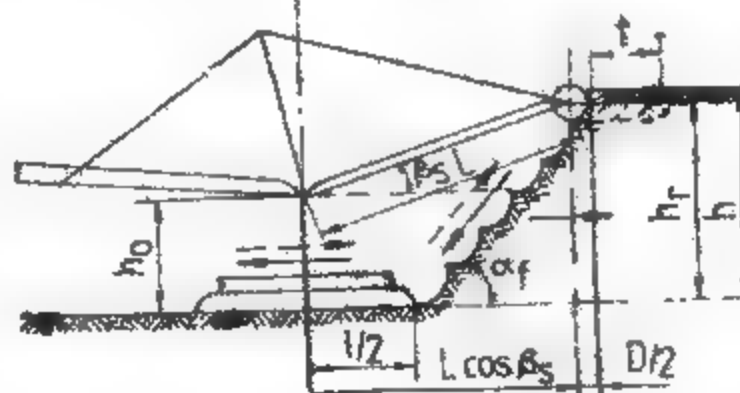
- amplasarea și deplasarea în siguranță a utilajelor de forare, încărcare și transport;
- împrăștierea materialului derocat, în cazul extragerii prin lucrări de forare-impușcare;
- circulația muncitorilor prin spații sigure destinate acestui scop;
- evitarea căderii bucăților de rocă sterilă sau substanțe minerale utile pe taluzele și bermele treptelor inferioare.

Cele mai grave și frecvente avarii și accidente, în cadrul exploatărilor la zi, sînt provocate atît de aglomerarea materialelor și utilajelor pe suprafețe mici și uneori în zone nepermise precum și datorită activității și circulației muncitorilor neinstruiți în spații periculoase.

Pentru evitarea accidentelor și avariiilor din cauza transportului, pe bermele de lucru și pe cele de transport, regulamentele de exploatare limitează vitezele de transport și prevăd restricții, în special, în cazul transportului feroviar pe linii noroioase, acoperite cu polei, zăpadă etc.

Dimensionarea bermelor de lucru se face cu ajutorul relațiilor de calcul redată în tabelul XX.11, în funcție de mijloacele de extragere și transport utilizate, de spațiile

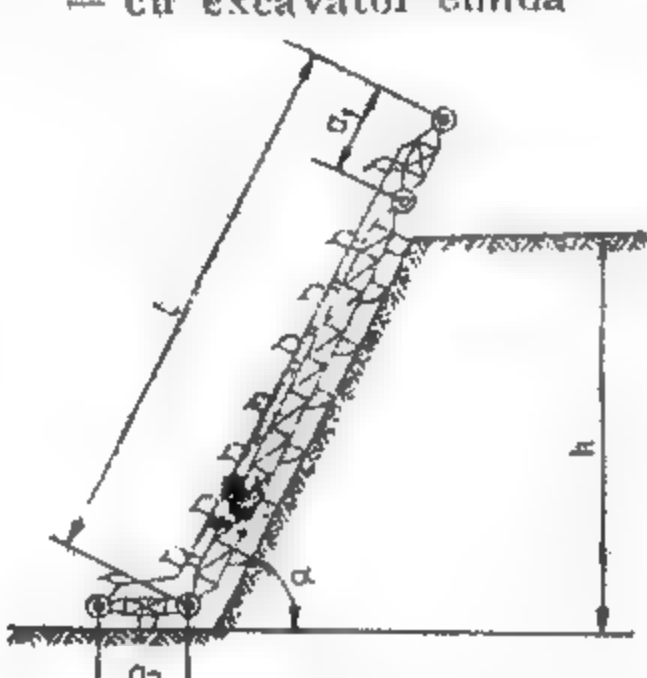
Calculul înălțimii treptelor în funcție de tipul

Felul rocii din treaptă	Procedeu de extragere a rocii	Relația de calcul a înălțimii treptei
1	2	3
Roci tari	<p>Extragerea cu explozivi</p> 	$h = \frac{h_1}{0,8-0,9} \quad [\text{m}] \quad (2.9)$ $h = 1,5 h_{ex} \quad [\text{m}] \quad (2.10)$
	<p>Extragere mecanică — cu excavator lopată mecanică</p> 	<p>Înălțimea treptei este egală cu înălțimea de excavare a utilajului din front sau :</p> $h = \frac{0,8 R_{ex} - l}{\sqrt{\frac{K(\tan \beta - \tan \theta)}{\tan^2 \beta \tan \theta}}} + 0,2 \quad [\text{m}] \quad (2.11)$
Roci de tărie mică și medie	<p>— cu excavatorul cu rotor și cupe tăietoare</p> 	<p>Extragere globulă</p> $h = \left(L \cdot \cos \beta_s + \frac{D}{2} - \frac{l}{2} \right) \cdot \tan \alpha_f + 0,35 \cdot r \quad [\text{m}] \quad (2.12)$ <p>Extragere selectivă</p> $h = \left(L \cdot \cos \beta_s + \frac{D}{2} - l - \frac{l}{2} \right) \cdot \tan \alpha_f + 0,35 \cdot r \quad [\text{m}] \quad (2.13)$

Tabelul XX. 9

utilajului și al tehnologiilor de lucru

Semnificația notațiilor	Observații
4	5
<p>h este înălțimea treptei, m ;</p> <p>h_1 — înălțimea grămezii de rocă impuscată ;</p> <p>h_{ex} — înălțimea maximă de excavare a excavatorului folosit la încărcare.</p>	<p>Utilajul de bază pentru încărcarea rocilor extrase cu explozivi este excavatorul cu lingură dreaptă.</p> <p>Alegerea utilajului de încărcat se face și în funcție de mărimea predominantă a bucășilor de material derocat.</p> <p>$a \approx 0,8 \sqrt[3]{E} \quad [\text{m}]$</p> <p>în care :</p> <p>a este dimensiunea maximă a bucășilor de material derocat după două direcții reciproc perpendiculare, m ;</p> <p>E — capacitatea cupei excavatorului, m^3.</p>
<p>R_{ex} — raza maximă de excavare a utilajului, m ;</p> <p>l — jumătate din lungimea șenilelor excavatorului ;</p> <p>K — coeficient de afinare a rocii ;</p> <p>β — unghi de surpare a rocii ;</p> <p>θ — unghi de așezare a materialului surpat din treaptă.</p>	<p>Unghiul β are valori între $65-80^\circ$</p> <p>$h = 10 \text{ m} \quad \beta = 80^\circ$</p> <p>$h = 30 \text{ m} \quad \beta = 65^\circ$</p> <p>Înălțimea și înclinarea fronturilor de lucru după N.D.P.M. sînt redare în tabelul XX.10.</p>
<p>L — lungimea brațului port-rotor, m ;</p> <p>D — diametrul rotorului, m ;</p> <p>l — lungimea șenilelor, m ;</p> <p>r — raza rotorului, m ;</p> <p>β_s — $15-20^\circ$ — unghi de înclinare a brațului port-rotor ; valoarea acestui unghi fiind funcție de înălțimea treptei, de înălțimea deasupra nivelului de staționare a reazemului brațului port-rotor (h_0) și de poziția excavatorului în frontul de lucru ;</p> <p>α_f — unghi de înclinare al frontului ;</p> <p>l — adîncimea de tăiere la extragerea selectivă.</p>	<p>Înălțimea și înclinarea fronturilor de lucru după N.D.P.M. sînt redare în tabelul XX.10.</p>

1	2	3
Roci de tărie mică și medie	<p>— cu excavator elindă</p>  <p>$h = (L - a_1) \sin \alpha$ [m] (2.14)</p> <p>$h = (L - a_1 + a_2) \cdot \sin \alpha$ [m] (2.15)</p>	

Înălțimea și înclinarea fronturilor (treptelor), în funcție de natura rocilor

FELUL ROCII	FRONT							
	Derocare manuală		Extragere mecanică					
			Excavator cu cupă		Elindă		Excavator cu rotor	
	α°	h	α°	h	α°	h	α°	h
Pământ vegetat	40	2	45	h = înălțimea de lucru a utilajului	40	h = înălțimea de lucru a utilajului	60	h = înălțimea de lucru a utilajului
Argilă moale	40	3	45		40		60	
Argilă tare și marnă	45	8	75		50		70	
Marnă tare	50	8	75		50		75	
Nisip, compact, balast, turbă	45	4	60		50		60	
Cărbune compact	50	6	70		70			
Gips	50	8	75					
Dolomit	50	6	75					
Calcar moale și cretă	50	10	75					
Cresie, calcar, siderită	50	10						
Roci metamorfice și stonice	50	8						
Roci eruptive	50	10						

h — înălțimea frontului pe verticală, m; α — unghi de taluz în grade; * — înclă

Tabelul XX. 9 (continuare)

4	5
<p>L — lungimea brațului, m;</p> <p>a_1 — distanța de la bordura treptei la articulația brațului, m;</p> <p>a_2 — lungimea nivelatorului, m;</p> <p>α — înclinarea taluzului, grade.</p>	<p>Relația 2.14 se aplică în cazul elindelor cu nivelator orizontal.</p> <p>Relația 2.15 se aplică în cazul elindelor cu nivelatorul în prelungirea brațului.</p>

Tabelul XX.10

și minereurilor ce se extrag și procedeul de extragere folosit

SUPERIOR								FRONT INFERIOR					
Extragere cu explozivi *								Extragere mecanică					
Găuri de mină		Găuri sondă verticale		Găuri sondă înclinate		Camere de minare		Elindă		Draglină sau graifăr		Excavator cu cupă întoarsă	
α°	h	α°	h	α°	h	α°	h	α°	h	α°	h	α°	h
—	—	—	—	—	—	—	—	38	h = înălțimea de lucru a utilajului	40	h = înălțimea de lucru a utilajului	40	h = înălțimea de lucru a utilajului
—	—	—	—	—	—	—	—	38		40		40	
50	8	—	—	50	20	—	—	45		50		50	
60	10	60	20	50	25	60	40	45		50		50	
—	—	—	—	—	—	—	—	45		50		50	
60	10	60	20	—	—	—	—						
60	10	60	25	60	30	60	40						
60	10	60	20	60	25	60	40						
60	10	60	25	60	30	60	40						
70	15	75	35	75	50	75	60						
60	10	70	30	70	35	70	50						
70	75	75	35	75	50	75	60						

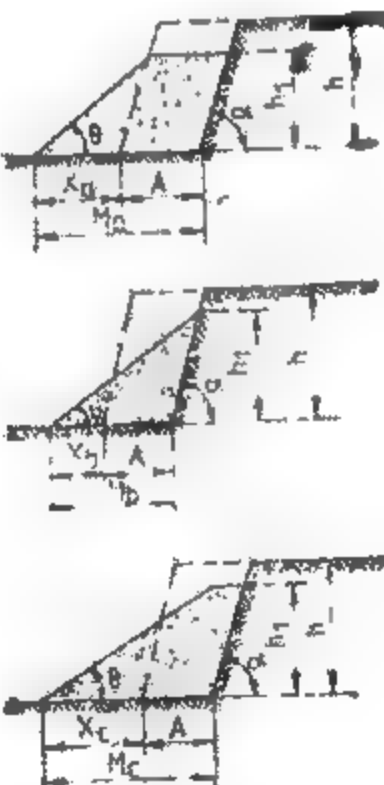
narea fronturilor de lucru poate fi și mai mare în cazul unor masive compacte.

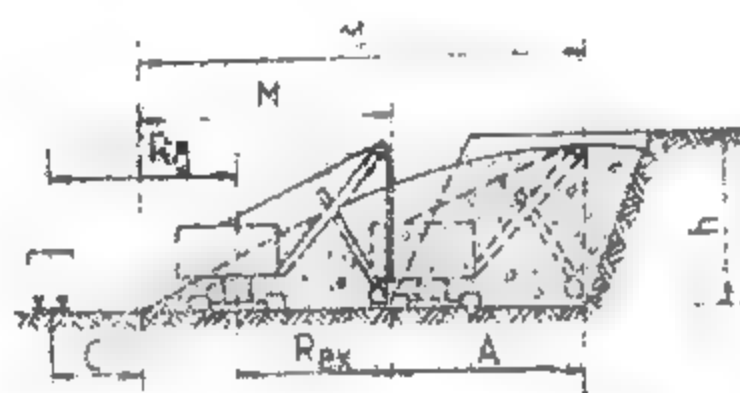
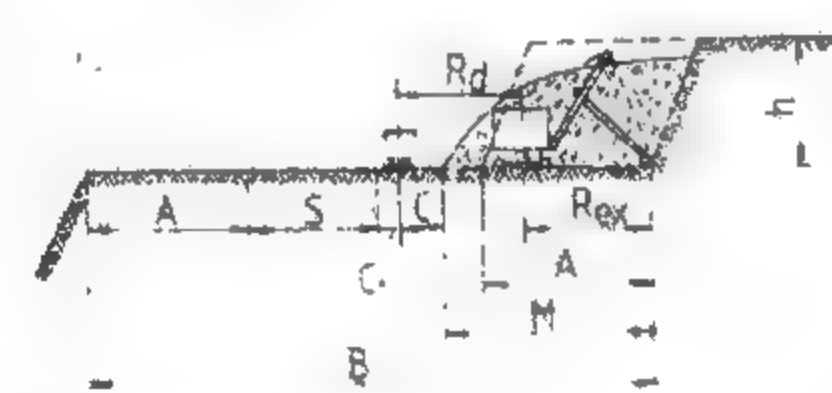
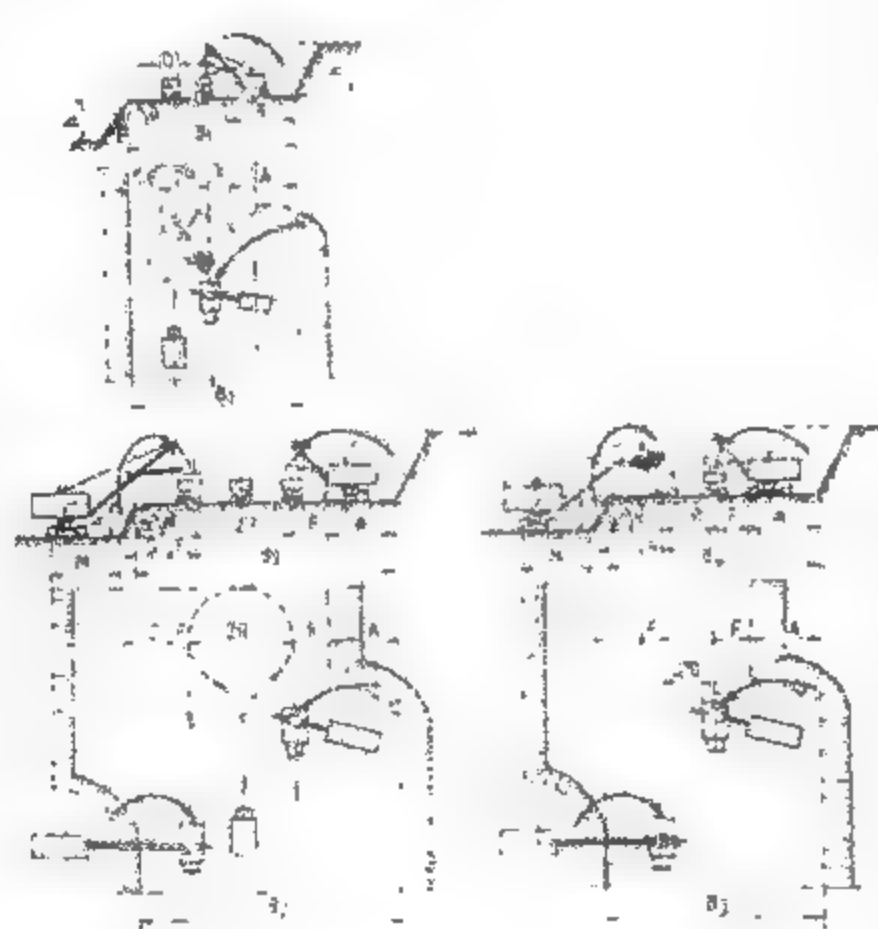
Relațiile de calcul a

Natura rocilor ce alcătuiesc trepte	Procedul de extragere al rocii	Relațiile de calcul a lății bermelor
1	2	3
Roci tari	Extragere cu exploziți:	În cazul găurilor amplasate pe un singur rând:
	— cu găuri amplasate pe un sin- gur rând.	$B = A + M + C + C_1 + S$ [m] (2.16) în care: $A = \eta' \cdot h$ [m] (2.17) $M = 1,41 h \sqrt{\frac{K \eta' \sin(\alpha - \theta)}{\sin \alpha \cdot \sin \theta}}$ [m] (2.18)
	— cu găuri amplasate pe două rânduri.	În cazul găurilor amplasate pe două rânduri: $B = A + M + C + C_1 + S$ [m] în care: $A = \eta' (1 + \eta'') \cdot h$ [m] (2.19) $M = 1,41 h \times$ $\times \sqrt{\frac{K \eta' (1 + \eta'') \sin(\alpha - \theta)}{\sin \alpha \cdot \sin \theta}}$ [m] (2.20)
Roci tari	— cu găuri amplasate pe două rânduri.	în care: $\eta' = \frac{W_1}{h} = 0,55 - 0,70$ $\eta'' = \frac{h}{W_2} = 0,75 - 0,85$
		$M_a = A \left(2k \frac{h}{h_1} - 1 \right)$ $M_b = 2 A k \frac{h}{h_1}$ $M_c = A k \frac{h}{h_1} + \frac{h_1}{2\psi}$ (2.21)
		$A = b(n - 1) + W_1$ [m] (2.22)
Roci tari		$S = h(\operatorname{ctg} \beta - \operatorname{ctg} \alpha)$ [m] (2.23)
		$\psi = \frac{\sin \alpha \cdot \sin \theta}{\sin(\alpha - \theta)}$ [m] (2.24)

Tabelul XX.11

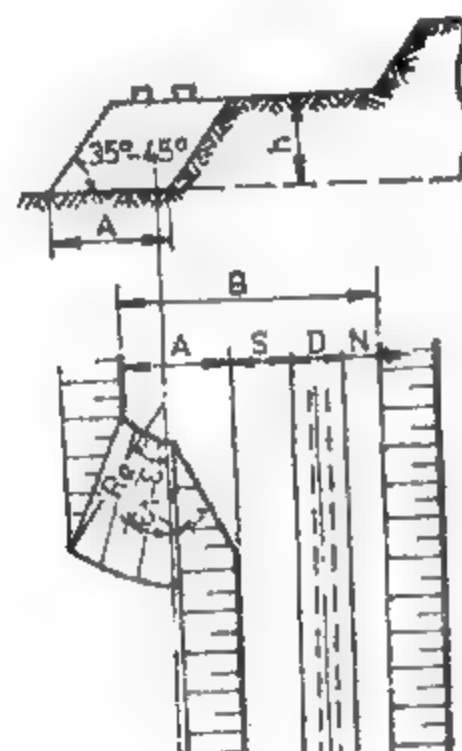
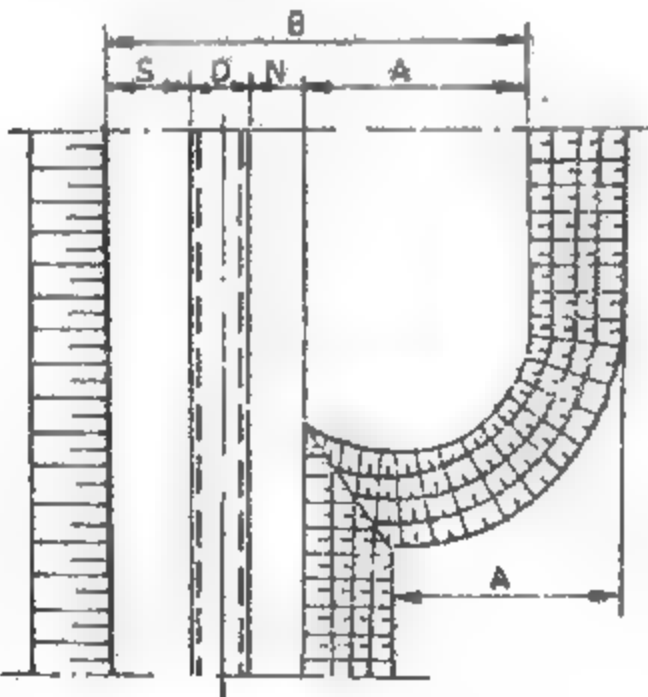
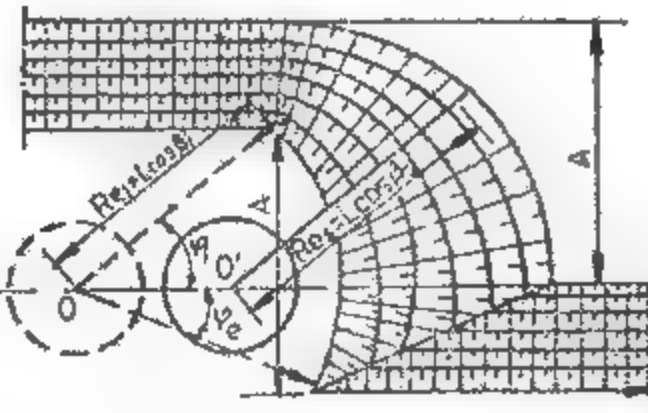
lății bermelor de lucru

Semnificația notațiilor	Observații
4	5
<p>A — este lățimea frontului de lucru;</p> <p>M — distanța de împrăștiere a rocilor după împușcare;</p> <p>C — distanța de la limita de împușcare a rocii până la axa căii ferate; $C = 2000$ mm pentru ecartamente până la 1000 mm, și 2500 — 3000 mm pentru ecartamente mai mari de 1000 mm.</p> <p>C_1 — distanța de la axa căii ferate până la limita exterioară a traverselor. În calcule C_1 se ia egal cu ecartamentul căii ferate;</p> <p>S — lățimea de siguranță;</p> <p>W_1 — linia de rezistență la vatra treptei;</p> <p>h — înălțimea treptei;</p> <p>b — distanța dintre rîndurile de găuri;</p> <p>n — numărul rîndurilor de găuri;</p> <p>k — coeficient de alinare a rocilor, tabelul XX.12;</p> <p>α — unghiul de taluz;</p> <p>θ — unghiul taluzului grămezii de rocă abatată:</p> $\theta = \frac{\alpha}{2}$	<p>Relațiile 2.18 și 2.20 după N. M. Melnikov.</p> <p>Relațiile 2.21 după E. F. Seško.</p> <p>Relațiile 2.18, 2.20, 2.21 s-au stabilit în funcție de proprietățile fizico-mecanice ale rocilor și de geometria taluzului.</p> <p>Parametrul S variază în funcție de: geometria taluzului, proprietățile fizico-mecanice ale rocilor din treaptă și de intensitatea și natura forțelor exterioare care solicită treapta și care va avea, prin urmare, o gamă foarte mare de valori. În practică, în funcție de sistemul de transport utilizat sînt luate în considerare următoarele valori minime pentru S: transport continuu cu bandă 2 m; transport pe cale ferată 2,5 m; transport auto, 3 m.</p>
<p>β — unghiul de stabilitate</p>	

1	2	3
	<p>Extragere cu explozivi și dimensionare în funcție de parametrii funcționali ai utilajului de încărcat și transportat.</p> 	$B = A + M + C + C_1 + S \text{ [m]}$ $M = R_{ex} + R_d + A - C \text{ [m]} \quad (2.25)$ $M' = R_{ex}(1 + \sin \varphi) \text{ [m]} \quad (2.26)$ pentru $\varphi = 30^\circ$; $M' = 1,5 R_{ex} \text{ [m]}$ Pentru $M = 2 M'$ se obține: $A = 2 R_{ex} + C - R_d \text{ [m]} \quad (2.27)$
	<p>Extragerea mecanică cu excavatoare tip lopată-mecanică:</p> <p>— Transport pe cale ferată</p> 	$B = R_{ex} + R_d + C_1 + S + A \text{ [m]} \quad (2.28)$ $M = R_{ex} + R_d - C \text{ [m]} \quad (2.29)$ $A = (1-1,5) R_{ex} \text{ [m]} \quad (2.30)$
Roci de tărle mică sau medie	<p>— Transport auto</p> 	$B_1 = S + E + 2R + F + A \text{ [m]} \quad (2.31)$ $B_2 = S + E + 2R + F + A \text{ [m]} \quad (2.32)$ La o schemă continuă de transport în sens unic — încărcare din două fronturi $B_3 = S + E + G + 0,7 + F + A \text{ [m]}$

Tabelul XX.11 (continuare)

4	5
R_{ex} — raza de excavare a utilajului, m; R_d — raza de descărcare a utilajului, m; M' — lățimea unui front de lucru m; φ — unghiul de rotire a excavatorului spre spațiul exploatat.	
$E = \frac{G}{2} + 1,5 \text{ [m]}$ — distanța de la axa drumului de transport pînă la prisma de alunecare; G — lățimea de gabarit a vasului de transport, m; R — raza de întoarcere a autovehiculului pentru condiții normale de exploatare; $R = 1,2 R_{min} \text{ [m]}$ R_{min} — raza minimă de curbură; $F = \frac{G}{2} + 1 \text{ [m]}$ — distanța de la bordura inferioară a treptei la axa drumului de transport; 0,7 m — spațiul de siguranță între mașini.	

1	2	3
Roci de tărie mică sau medie	<p>Extragerea mecanică cu excavatoare tip draglină</p> 	$B = A + S + D + N \text{ [m]} \quad (2.33)$ $A = R_{ex}(\sin \omega + \sin \omega_1) \text{ [m]} \quad (2.34)$ <p>unde:</p> $\omega = 30-45^\circ; \omega_1 = 0-5^\circ$ <p>pentru $\omega_1 = 0^\circ$</p> $A = R_{ex} \cdot \sin \omega \text{ [m]} \quad (2.35)$
	<p>Extragerea mecanică cu excavatoare cu rotor și cupe tăietoare.</p>  	$B = A + N + D + S \text{ [m]}$ $A = R_{ex} \cdot \sin \varphi_i + R_{ex} \cdot \sin \varphi_e \quad (2.36)$ <p>— $h \operatorname{ctg} \alpha_t \text{ [m]}$</p> <p>Pentru $\varphi_i = 90^\circ$ și $\varphi_e = 50^\circ$ rezultă:</p> $A_{max} = 1,77 R_{ex} - h \operatorname{ctg} \alpha_t \text{ [m]} \quad (2.37)$

Tabelul XX.11 (continuare)

4	5						
<p>S — lățimea prisme de alunecare a treptei în extragere;</p> <p>D — lățimea bermei necesară amenajării căilor de transport;</p> <p>N — lățimea de siguranță lăsată sub piciorul taluzului treptei.</p>	<p>Parametrul D depinde de sistemul de transport și felul utilajului de transport utilizat și se calculează pentru fiecare caz în parte, în funcție de dimensiunile maxime de gabarit ale utilajului ales.</p> <p>În practică pot fi acceptate și folosite următoarele dimensiuni orientative: transport pe cale ferată normală simplă: 5,0—6,0 m; transport pe cale ferată normală dublă: 9,0—10,0 m; transport auto, într-o singură direcție: 7,0 m; transport auto, în două direcții: 12,0 m; transport continuu cu bandă de cauciuc: 3,5—4,0 m.</p>						
<p>S se referă la treapta inferioară, iar N la treapta în lucru;</p> <p>R_{ex} — raza de excavare la tăierea părții superioare a treptei, m;</p> <p>β_i, β_e — unghiul de înclinare al brațului port-rotor față de orizontală la extragerea primului și ultimului span;</p> <p>α_t — unghiul de înclinare al taluzului treptei;</p> <p>$\varphi_i; \varphi_e$ — unghiul de rotire a brațului port-rotor spre interiorul și respectiv spre exteriorul masivului.</p> <p>În bazinul Rovinari se lucrează cu rezultate foarte bune, recurgînd la următoarele valori maxime ale unghiurilor de rotire: $\varphi_i \leq 70^\circ$ și $\varphi_e \leq 30^\circ$.</p>	<p>Pe baza studiilor de mecanica pămînturilor și a observațiilor sistematice efectuate asupra comportării în timp a taluzelor și fronturilor de lucru în ansamblu s-au fixat, în funcție de înălțimea treptelor unde lucrează excavatoare cu rotor, valori ale unghiurilor de taluz, după cum urmează:</p> <table> <tr> <td>$h \leq 10 \text{ m}$</td><td>$\alpha_t \leq 65^\circ$</td></tr> <tr> <td>$h = 10-20 \text{ m}$</td><td>$\alpha_t \leq 60^\circ$</td></tr> <tr> <td>$h \leq 20$</td><td>$\alpha_t = 55^\circ$</td></tr> </table>	$h \leq 10 \text{ m}$	$\alpha_t \leq 65^\circ$	$h = 10-20 \text{ m}$	$\alpha_t \leq 60^\circ$	$h \leq 20$	$\alpha_t = 55^\circ$
$h \leq 10 \text{ m}$	$\alpha_t \leq 65^\circ$						
$h = 10-20 \text{ m}$	$\alpha_t \leq 60^\circ$						
$h \leq 20$	$\alpha_t = 55^\circ$						

minime necesare pentru protecția și circulația muncitorilor și utilajelor, de înălțimea-treptelor de extragere și de proprietățile fizico-mecanice ale rocilor sau substanțelor minerale utile ce se extrag.

Tabelul XX.12

Coeficienții de afinare a celor mai frecvente roci întâlnite în exploatarea la zi

Denumirea rocilor	Coeficientul de afinare, k
Nisip, nisip prăfos	1,10—1,20
Pământ vegetal	1,20—1,30
Argilă grasă, pietriș cu elemente mari, argilă prăfoasă (lut)	1,24—1,30
Marne moi	1,33—1,37
Șisturi argiloase și roci stincoase relativ moi	1,35—1,45
Roci stincoase de tărie medie	1,40—1,60
Roci stincoase tari și foarte tari	1,45—1,80

3. LIMITELE RAȚIONALE ALE EXPLOATĂRII LA ZI

Alegerea între exploatarea la zi și cea subterană a unui zăcămint de substanță minerală utilă reclamă efectuarea în prealabil a unui studiu economic comparativ, cu excepția cazurilor perfect evidente pentru unul din tipurile de exploatare.

Determinarea limitelor raționale ale unei cariere și în primul rând a adâncimii maxime economice a acesteia este o problemă deosebit de importantă și trebuie rezolvată înaintea începerii exploatării.

La determinarea limitelor carierelor și la alegerea modului de lucru în exploatarea la zi se iau în considerare mai mulți factori de influență dintre care menționăm: forma și caracteristicile geometrice ale corpului de substanță minerală utilă; așezarea zăcămintului față de rocile înconjurătoare; proprietățile fizico-mecanice ale substanței minerale utile și rocilor înconjurătoare; tectonica zăcămintului și a rocilor înconjurătoare; cantitatea substanței minerale utile, pierderile de exploatare și diluția în timpul exploatării; dinamica producției și termenul de ajungere la producția planificată; posibilitățile de haldare a sterilului extras din carieră — din acest punct de vedere interesează în mod deosebit distanța de transport și cota la care va fi realizată halda, față de cota carierei; condițiile hidrogeologice, climaterice și de siguranță ale exploatării; mijloacele tehnice posibile a fi aplicate în cadrul lucrărilor miniere la zi etc.

3.1. COEFICIENȚI SAU RAPOARTE DE DESCOPERTĂ

Principalul indicator, determinant în aprecierea eficacității economice a lucrărilor miniere, la zi este *raportul sau coeficientul de descoperță*. În general prin coeficient de descoperță se înțelege valoarea volumului de rocă sterilă necesară de extras și îndepărtat pentru fiecare unitate de substanță minerală utilă.

În practica exploatării zăcămintelor de cărbuni s-a generalizat exprimarea coeficientului de descoperță în m^3/t — numindu-se *coeficient gravimetric* —, iar la exploatarea zăcămintelor de minereuri în m^3 steril/ m^3 minereu (m^3/m^3) — numindu-se *coeficient volumetric*.

În funcție de rezerva la care se raportează volumul de steril necesar extras și îndepărtat se calculează *coeficientul geologic de descoperță* și *coeficientul industrial de descoperță*.

Coeficientul geologic de descoperță se notează cu K și reprezintă raportul volumului total de roci sterile necesar de îndepărtat la volumul geologic (de bilanț) al substanței minerale utile, în limitele corespunzătoare perimetrului de exploatare la zi.

Coeficientul geologic de descoperță (fig. XX.14, a și XX.14. b) poate fi definit prin unul din rapoartele:

$$K = \frac{B}{A} [m^3/m^3] \text{ sau } K = \frac{B}{A \cdot \gamma} [m^3/t] \quad (3.1)$$

Cînd referirea se face la un orizont din exploatarea la zi, expresiile coeficientului geologic de descoperță apar sub formele:

$$K = \frac{\Delta B}{\Delta A} [m^3/m^3] \text{ sau } K = \frac{\Delta B}{\Delta A \cdot \gamma} [m^3/t] \quad (3.2)$$

unde: $B, \Delta B$ este volumul rocilor sterile necesare de îndepărtat, m^3 ;
 $A, \Delta A$ — rezerva de substanță minerală utilă, m^3 ;
 γ — greutatea volumetrică a substanței minerale utile, t/m^3 .

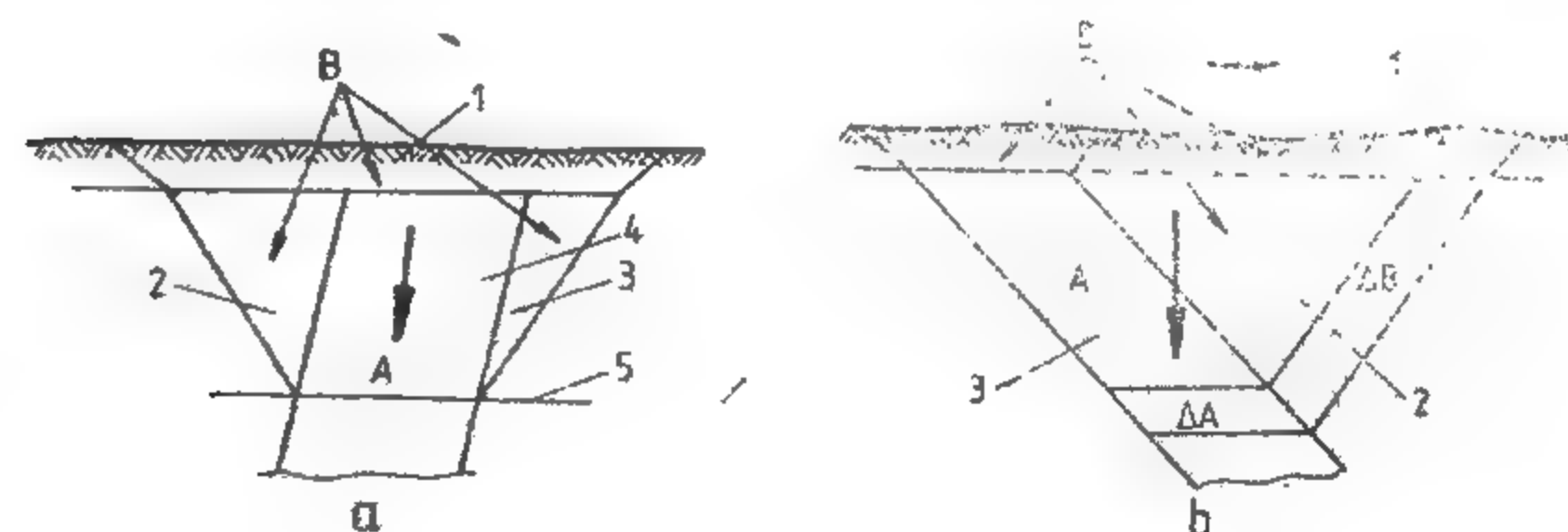


Fig. XX.14. Profil transversal printr-un zăcămint de înclinare mare (a) și printr-un zăcămint de înclinare medie (b):

1 — aluviuni; 2 — acoperișul zăcămintului; 3 — culeșul zăcămintului; 4 — substanță minerală utilă; 5 — limita de exploatare la zi.

În cazul zăcămintelor ușor inclinate sau orizontale (fig. XX.15) se utilizează noțiunea de *coeficient geologic liniar de descoperță* care reprezintă raportul liniar dintre grosimea verticală (h) a rocilor acoperitoare și grosimea verticală a utilului (m).

$$K = \frac{h}{m} \text{ [m}^3/\text{m}^3\text{]} \text{ sau } K = \frac{h}{m \cdot \gamma} \text{ [m}^3/\text{t}] \quad (3.3)$$



Fig. XX.15. Profile transversale prin zăcămint orizontale și de inclinare mică:
1 — formațiuni acoperitoare; 2 — substanță minerală utilă.

Pentru întregul cîmp minier, în cazul acestor zăcămint, coeficientul geologic de descoperță este dat de relațiile:

$$K = \frac{B}{A} = \frac{h_{med}}{m_{med}} \text{ [m}^3/\text{m}^3\text{]} \text{ sau } K = \frac{B}{A \cdot \gamma_v} = \frac{h_{med}}{m_{med} \cdot \gamma_v} \text{ [m}^3/\text{t}] \quad (3.4)$$

în care:

$$B = h_{med} \cdot S \text{ [m}^3\text{]} \text{ și } A = m_{med} \cdot S \text{ [m}^2\text{]},$$

unde: h_{med} — grosimea medie a rocilor acoperitoare, m;

m_{med} — grosimea medie a corpului de substanță minerală utilă, m;

S — suprafața cîmpului minier fără a lua în considerare înclinarea taluzelor generale ale exploatării la zi m².

Coeficientul industrial de descoperță se notează cu K_1 și reprezintă raportul volumului de rocă sterilă excavată și îndepărtată la fiecare unitate de substanță minerală utilă extrasă din carieră.

În general, roca sterilă rezultă în exploatările la zi din înlăturarea formațiunilor acoperitoare, lărgirea pereților și extragerea intercalațiilor sterile incluse în grosimea substanței minerale utile, sub formă de strate intermediare, intercalații propriu-zise, lentile etc.

În practica exploatărilor la zi coeficientul industrial de descoperță se calculează: în medie pe zăcămint (pe carieră sau sector) numit *coeficient mediu de descoperță*; pe orizont sau treaptă de extragere, numit *coeficient pe orizont*; pentru o anumită perioadă de activitate în carieră — numit *coeficient curent de descoperță*; la limita adîncimii de exploatare la zi — numit *coeficient limită sau rațional din punct de vedere economic*.

Coeficientul mediu de descoperță (K_1) reprezintă raportul dintre volumul B a rocilor și rezerva A_1 de substanță minerală utilă din întregul cîmp de exploatare la zi sau din unul din sectoarele acestuia.

$$K_1 = \frac{B}{A_1} \text{ [m}^3/\text{m}^3\text{]} \text{ sau } K_1 = \frac{B}{\gamma_v \cdot A_1} \text{ [m}^3/\text{t}] \quad (3.5)$$

În acest caz prin rezerva A_1 se înțelege rezerva de substanță minerală utilă extrasă efectiv și care este mai mică decît rezerva totală de bilanț A , datorită pierderilor de exploatare.

$A_1 = \eta \cdot A$, unde $\eta = 0,95-0,97$ — este coeficientul de extragere prin lucrări la zi.

Cunoscînd că: $K_1 = \frac{B}{A_1}$; $K = \frac{B}{A}$ și că $A_1 = \eta \cdot A$, rezultă:

$$K_1 = \frac{B}{\eta A} = \frac{K}{\eta}, \text{ sau } K = \eta \cdot K_1 \quad (3.6)$$

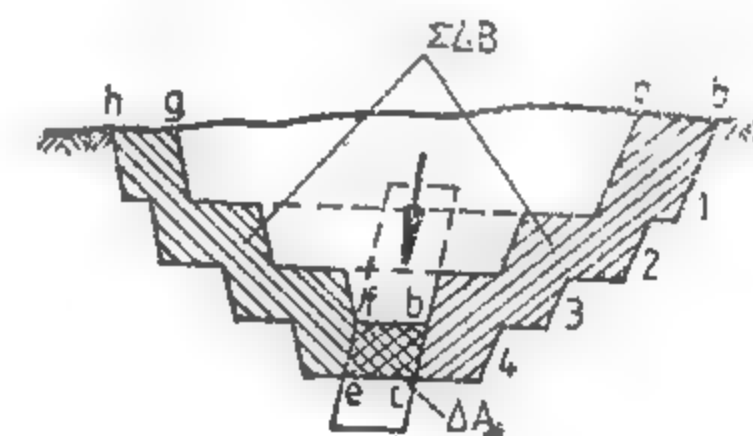
Coeficientul de descoperță pe orizont sau treaptă de extragere (K_{10}) este raportul între suma volumelor rocilor sterile din orizontul respectiv și din cele superioare care trebuie să fie îndepărtate B și rezerva ΔA_1 de substanță minerală utilă de pe orizontul dat (fig. XX.16):

$$K_{10} = \frac{\Sigma \Delta B}{\Delta A_1} \text{ [m}^3/\text{m}^3\text{]} \text{ sau } K_{10} = \frac{\Sigma \Delta B}{\Delta A_1} \text{ [m}^3/\text{t}] \quad (3.7)$$

Coeficientul curent de descoperță ($K_{1 \text{ crt}}$) se determină prin raportul dintre volumul rocilor sterile extrase din exploatarea la zi într-o anumită perioadă de timp și producția reală de substanță minerală utilă realizată în aceeași perioadă de timp (lună, trimestru, an).

La exploatările la zi de cărbune, valorile maxime ale coeficientului curent de descoperță se obțin în perioada de vară, iar cele minime, în perioada de iarnă. Vara, execuția operațiilor de descoperțare și de haldare este mai ușoară și mai productivă, motiv pentru care, cărbunele se descoperțează pentru exploatarea curentă și cea de iarnă. În perioada de iarnă descoperțarea continuă, dar activitatea se intensifică la maximum la extragerea utilului, din cauza necesităților mari de cărbune în perioada rece a anului.

Fig. XX.16. Profil transversal printr-o carieră pentru determinarea grafică a coeficientului de descoperță pe orizont sau treaptă de extragere.



La exploatările la zi de minereuri și roci stîlcoase, variațiile valorilor coeficientului curent de descoperță au același caracter, dar sînt mai puțin pronunțate.

La calculul valorii coeficientului de descoperță mediu, pe orizonturi și curent, în perioada de exploatare se scad volumele lucrărilor miniere de descoperțare executate la deschiderea zăcămintului sau la pregătirea orizonturilor exploatării; din acestea fac parte lucrările de săpare a tranșelor de deschidere și de pregătire, care se calculează separat.

Formule corectate pentru calculul coeficientului limită

Nr. ord.	Formula	Avantaje
0	1	2
1	$K_L = \frac{\eta_1(P_v - a) - \eta_2(P_v - c_s)}{\eta_1 b} \quad [\text{m}^3/\text{t}]$	Formula are două avantaje — cel <i>tehnic</i> privind pierderile și cel <i>economic</i> privind valoarea produselor luate în considerare.
2	$K_L = \frac{U_1 - U_2}{b} \quad [\text{m}^3/\text{t}]$	Formula prezintă avantajul că ia în considerare atât cheltuielile de exploatare cit și cele de preparare.
3	$K_L = \frac{c_s - a + 0,01 \cdot z \cdot v}{\quad} \quad [\text{m}^3/\text{t}]$	Formula scoate în evidență valoarea substanței minerale utile pierdute în cazul exploatării în subteran și adaugă o corecție în favoarea măririi raportului de descoperță limită pentru exploatarea în carieră.
4	$\frac{(P_v - a) - \frac{\Delta s}{\Delta c}(P_v - c_s)}{b} \geq K_L \geq \frac{K + K_1 + 1 - \Delta c}{\Delta c}$	Formulă ține seama atât de coeficientul de extracție a rezervelor, cit și de pierderile prin diluție. Aplicarea acestei formule duce la creșterea raportului limită de descoperță cu peste 20%.
5	$K_L = \frac{c_s - a}{b} + q(k_{ad} + 1) \quad [\text{m}^3/\text{m}^3]$	Formula ține seama de posibilitatea de a valorifica și alte substanțe minerale utile care ar rezulta pr în exploatarea în carieră.

Tabelul XX.13

rațional din puncte de vedere economic

Dezavantaje	Semnificația notațiilor
Beneficiul suplimentar al exploatării la zi față de cea în subteran apare numai la sfârșitul exploatării. Dacă el este luat în calculul coeficientului de descoperță, cariera va lucra mult timp cu un cost mai mare decît în subteran, cheltuielile suplimentare recuperîndu-se numai în ultima perioadă a exploatării.	P_v — este prețul de vînzare; a — costul exploatării utilului în carieră; b — costul exploatării sterilului în carieră; c_s — costul exploatării utilului în subteran; η_1 și η_2 — coeficienții de extracție în carieră respectiv în subteran; U_1 — cheltuielile de producție pentru exploatare și prepararea unei tone de minereu la exploatarea prin lucrări subterane; U_2 — cheltuielile de producție pentru exploatarea și prelucrarea unei tone de minereu la exploatarea prin cariere; $z = \lambda_c - \lambda_s$ — diferența între pierderile de exploatare în carieră și în subteran; v — valoarea unei unități de substanță minerală utilă pierdută, rămasă neexploatăată; $P_v - a$ și $P_v - c_s$ sînt beneficiile obținute la valorificarea produsului finit obținut din exploatarea în carieră respectiv în subteran;
La aplicarea formulei trebuie multă atenție deoarece sînt cazuri cînd exploatănd în subteran, cu pierderi foarte ridicate se obține un produs de calitate superioară cu o rentabilitate mult mai mare decît la exploatarea în carieră. Mergînd pe principiul unui cîștig imediat cit mai mare are ca rezultat pierderi importante de rezerve.	$D_s = \frac{1 - \lambda_s}{1 - \rho_s}$ și $D_c = \frac{1 - \lambda_c}{1 - \rho_c}$ — coeficienți de corecție pentru trecerea de la rezervele de bilanț la cele exploatabile în subteran, respectiv în carieră; λ_s și λ_c — coeficienții de pierdere în exploatarea subterană și la zi; ρ_s și ρ_c — coeficienții de diluție cantitativă (în greutate) în exploatarea subterană și la zi; K și K_1 — rapoartele de descoperță geologice; cel de orizont sau treaptă de extragere și cel echivalent descoperței inițiale;
Prețul cu care este luată în considerare unitatea de util pierdută este arbitrar.	q — procentul de materie primă auxiliară exploatăată concomitent cu materia utilă principală;
Aplicarea formulei reclamă cunoașterea unui mare număr de date asupra zăcămintului.	
Această formulă poate fi aplicată numai în anumite cazuri particulare.	

0	1	2
6	$K_L = \frac{R_c - R_s}{R_s \cdot R_g} \cdot R_g \quad [\text{m}^3/\text{t}]$	Formula are avantajul că nu conține unități bănești și deci nu este influențată de variația retribuițiilor oamenilor muncii.
7	$K_L = \frac{P_v - a}{b} \quad [\text{m}^3/\text{t}]$ $P_v = V - P_p \quad [\text{lei}/\text{t minereu}]$ $V = \frac{P_c \cdot m \cdot s}{100c} \quad [\text{lei}/\text{t minereu}]$	Formula este foarte simplă și aplicabilă în orice condiții.
8	$K_L = \frac{P_{ad} - a}{b} \quad [\text{m}^3/\text{t}]$ $P_{ad} = P_v - \frac{I \cdot f}{A_c \left[1 - \frac{1}{(1+f)T} \right]} \quad [\text{lei}/\text{t}]$	Formula este aplicabilă pentru zăcămintele de substanțe minerale utile care nu se exploatează în subteran.
9	$K_L = \frac{P_c - q_e \cdot a}{q_e b} \quad [\text{m}^3/\text{t}]$	Formula ia în considerare costul de obținere a unei Gcal (sau MWh) prin folosirea altor purtători de energie.
10	$K_L = \frac{(c_s + pI_{sa}) - (a' + c_{tu} + c_a + pI_{sc})}{b' + c_{ts} + pI_{ad}} \quad [\text{m}^3/\text{t}]$	Formula are meritul că introduce în calcul valoarea investiției specifice.

Tabelul XX.13 (continuare)

3	4
Formula are inconvenientul că nu reflectă celelalte avantaje ale exploatării la zi față de exploatarea subterană și de aceea este considerată ca o formulă auxiliară.	k_{aa} — cantitatea admisibilă de steril pe m^3 de substanță minerală utilă auxiliară, fixată pornind de la limita de rentabilitate a substanței minerale respective; R_c , R_s și R_g reprezintă randamentele care se pot obține la util în carieră, în subteran și la steril în carieră;
Costul extragerii în carieră nu poate deveni egal cu prețul de vânzare, deoarece ar dispărea rentabilitatea și deci nu s-ar putea recupera investițiile.	V — valoarea unei tone de minereu extrasă; P_p — cheltuieli cu obținerea concentratului din tona de minereu în uzina de preparare; P_c — prețul de vânzare a concentratului; s — conținutul de metal util în minereul brut; m — extracția de metal c — conținutul de metal util în concentrat; P_{ad} — costul maxim admisibil planificat de extragere a substanței minerale utile prin lucrări la zi care să asigure eficiența economică și rentabilitatea întreprinderii; T — termenul normat de recuperare a investițiilor; I — investiția specifică pentru realizarea unei cariere cu capacitatea de producție A_c ; $f=1/T$ — coeficient care asigură recuperarea investiției în termenul fixat.
Form ula este valabilă și aplicabilă numai pentru zăcămintele de combustibili minerali.	P_c — costul Gcal (MWh) obținut prin utilizarea altui combustibil; q_e — consumul specific de combustibil mineral pentru obținerea unei Gcal sau MWh (t/Gcal sau t/MWh); I_{sa} , I_{sc} , I_{ad} — investițiile specifice pe tona de capacitate pentru exploatarea subterană, pentru exploatarea utilului în carieră și pentru descopertă; $p=0,10-0,14$ — coeficient normativ de eficiență a investițiilor; a' și b' — cotele constante din costul utilului în carieră și al descopertei; c_{tu} și c_{ts} — costul transportului pe unitatea de util din carieră și a sterilului din descopertă; c_a — costul evacuării apei raportat la tona de util produsă în carieră.
Avînd în vedere complexitatea problemei investițiilor în minieră, formula nu realizează totuși rezolvarea completă a problemei investițiilor specifice. De asemenea, evidența cheltuielilor de transport și evacuarea apelor nu se face peste tot în mod individualizat.	

Expresia generală a coeficientului industrial de descoperță are forma:

$$K_1 = \frac{B_x - B_c}{A_{1x} - A_{1c}} \text{ [m}^3/\text{m}^3\text{]} \quad (3.8)$$

unde B_x și A_{1x} reprezintă volumul de rocă sterilă și cantitatea de substanță minerală utilă realizate prin exploatarea la zi, iar B_c și A_{1c} reprezintă volumul de rocă sterilă și cantitatea de substanță minerală utilă extrasă prin executarea lucrărilor miniere de investiții.

Coeficientul limită sau rațional din punct de vedere economic (K_L) este coeficientul maxim de descoperță admisibil în cadrul unei metode concrete de exploatare la zi.

La exploatarea în carieră costul unitar al substanței minerale utile crește continuu pe măsură ce cariera se adâncește, din cauza volumului tot mai mare de rocă ce trebuie îndepărtat pentru a extrage o tonă de substanță minerală utilă, în timp ce în cazul exploatării subterane costul unitar al utilului rămâne practic constant pe o perioadă mai îndelungată. Atât timp cât costul în carieră este mai mic decât al exploatării în subteran, exploatarea în carieră este economică. De aici rezultă relația:

$c_s = a - K_L b \leq c_s$, din care la limită se obține:

$$K_L = \frac{c_s - a}{b} \text{ [m}^3/\text{t]} \text{ sau [m}^3/\text{m}^3\text{]} \quad (3.9)$$

unde: c_s este costul total al extragerii unei tone sau m^3 de substanță minerală utilă prin exploatare subterană, lei/t sau lei/ m^3 ;

a — costul extragerii unei tone sau m^3 de substanță minerală utilă prin exploatarea la zi fără a se ține seama de cheltuielile pentru extragerea rocilor sterile, lei/t sau lei/ m^3 ;

b — costul extragerii unui m^3 de rocă sterilă în cadrul exploatării la zi, lei/ m^3 .

Costurile care intră în formulă, în general, se recomandă să se ia prin asimilare pe baza rezultatelor obținute la exploatare situate în condiții asemănătoare.

Cu toate că formula (3.9) este simplă și conține costurile, care sînt indicii economici principali, sintetici, ai celor două posibilități de exploatare — ea nu poate ține seama de toate avantajele exploatării la zi față de exploatarea subterană; ca urmare, în ultimii ani au apărut o serie de relații care corectează această formulă.

Avînd în vedere importanța coeficientului de descoperță la determinarea limitelor raționale ale exploatărilor la zi precum și faptul că acesta influențează toți ceilalți parametri ai exploatării la zi, în tabelul XX. 13 sînt prezentate cîteva din formulele corectate pentru determinarea coeficientului limită rațional din punct de vedere economic.

Se subliniază faptul că toate corecțiile aduse formulei de bază duc la valori mai mari ale coeficienților limită și deci sînt în avantajul exploatării la zi în sensul extinderii acesteia.

Față de cele prezentate în tabelul XX. 13 formula clasică mai prezintă următoarele dezavantaje:

— nu cuprinde avantajele exploatărilor la zi privind productivitatea înaltă a muncii, consumul redus de materiale deficitare și securitatea muncii mai ridicată față de subteran:

— costurile din formulă nu țin seama de capacitățile de producție care se pot realiza explotînd în carieră și în subteran. Se cunoaște că odată cu creșterea capacității de producție crește randamentul și scade investiția specifică și costul unitar.

Numeroasele corectări aduse formulei clasice de stabilire a raportului de descoperță arată că această formulă nu dă rezultate complexe și sigure din punct de vedere tehnic și economic din cauza numărului mare de factori care influențează desfășurarea procesului tehnologic minier. Formula generală are un caracter orientativ și poate fi folosită numai în perioada inițială de studiu, pentru a obține o primă orientare asupra posibilităților de exploatare a zăcămintului în carieră. Are avantajul că este cea mai simplă.

Coeficientul de descoperță limită sau rațional din punct de vedere economic se folosește la aprecierea economică a limitei lucrărilor miniere la zi.

Valorile coeficientului rațional din punct de vedere economic K_L oscilează în limite foarte largi și depind de condițiile geologo-miniere, de calitatea și natura zăcămintului, de importanța substanței minerale utile în circuitul economiei naționale, de metodele întrebuintate la extragerea substanței minerale utile și a rocilor sterile etc. Coeficientul de descoperță rațional din punct de vedere economic, care hotărăște rentabilitatea exploatării la zi, nu constituie o mărime constantă nici pentru același zăcămint, valoarea acestuia crescînd odată cu progresul tehnic.

În stadiul actual de dezvoltare a tehnicii, în practica exploatării zăcămintelor de cărbuni, K_L are următoarele valori:

$K_L = 3-5 \text{ m}^3/\text{t}$ — pentru condiții nefavorabile de exploatare la zi; $K_L = 15-25 \text{ m}^3/\text{t}$ — pentru condiții favorabile de exploatare la zi.

La exploatarea zăcămintelor de minereuri K_L are valorile:

$K_L = 5-6 \text{ m}^3/\text{m}^3$ — pentru descoperță formată din roci tari și foarte tari;
 $K_L = 10-15 \text{ m}^3/\text{m}^3$ — pentru descoperță formată din roci moi și minereuri cu conținut ridicat de componente utile.

3.2. DETERMINAREA COEFICIENȚILOR DE DESCOPERTĂ

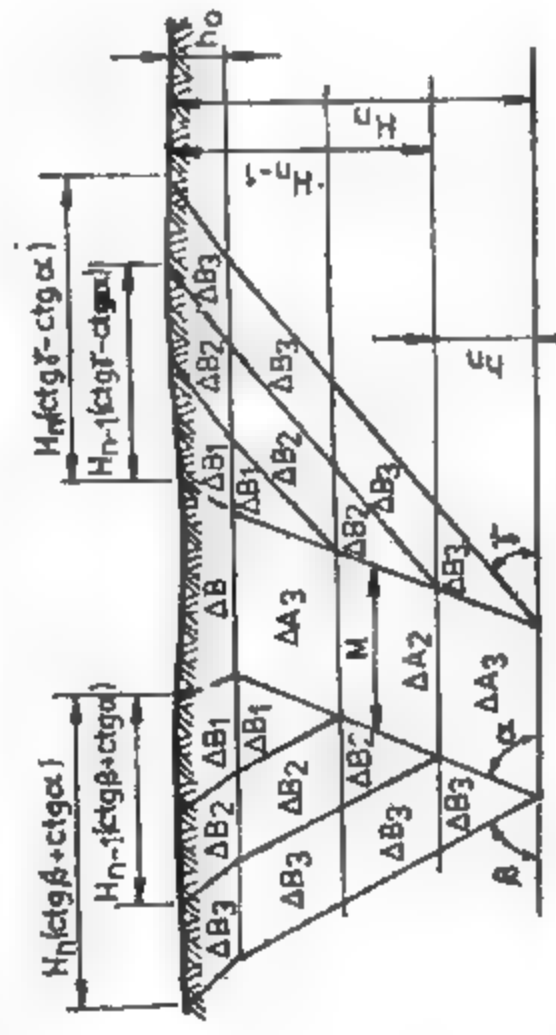
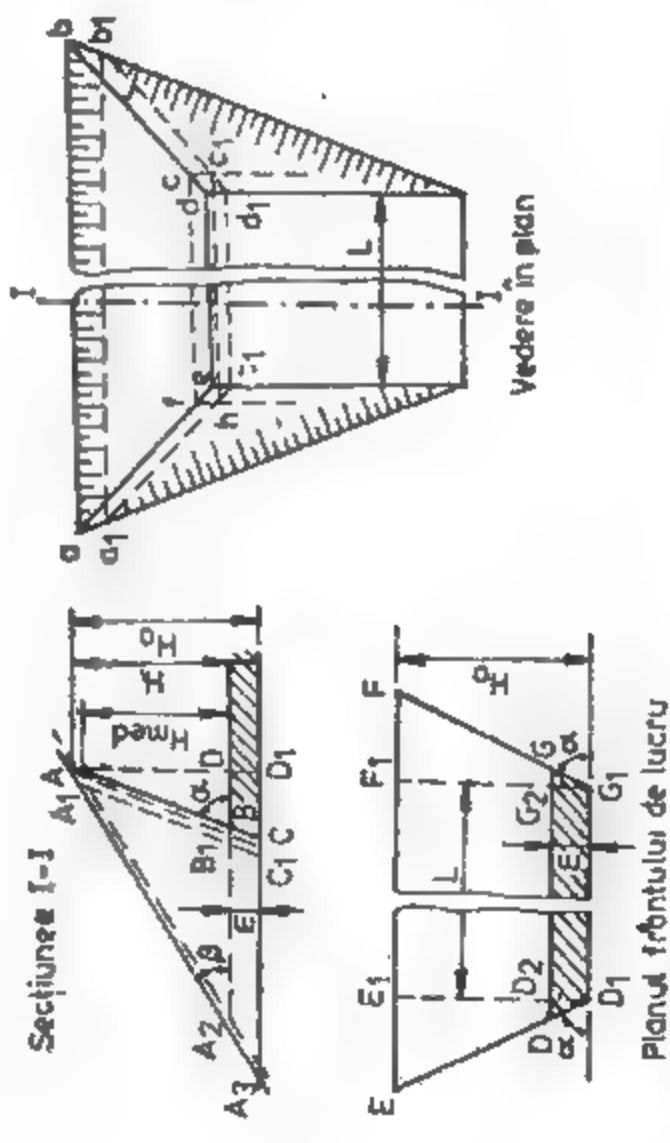
Avîndu-se în vedere importanța acestui coeficient, el trebuie determinat în modul cel mai exact posibil. Există două metode pentru stabilirea coeficientului de descoperță și anume: metoda grafică și metoda analitică.

Metoda grafică constă în efectuarea unor profile verticale, transversale prin zăcămint și trasarea conturilor proiectate ale treptelor în exploatare (fig. XX.16). Pe baza construcțiilor grafice se determină suprafețele și se calculează apoi volumul rocilor sterile $\Sigma \Delta B$ și cantitatea de substanță minerală utilă ΔA , care prin împărțire vor da coeficientul de descoperță.

Această metodă prezintă marele dezavantaj că reclamă un număr mare de profile transversale verticale și deci un foarte mare volum de muncă.

Metoda analitică este mai simplă decît metoda grafică, dar se aplică numai la zăcămint uniforme, fără o tectonică prea complicată și cu suprafața terenului orizontală sau uniform înclinată. Formulele analitice permit determinarea valorii coeficienților de descoperță în raport cu adîncimea dată a lucrărilor miniere. Spre a evita dificultățile în calcul, se consideră că taluzele treptelor sînt plane și că unghiurile de

Calculul analitic al coeficienților

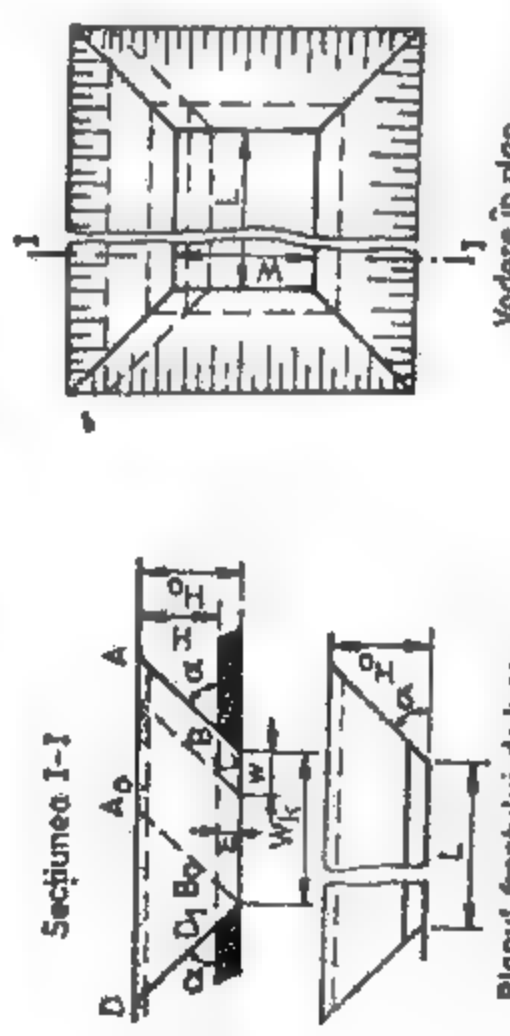
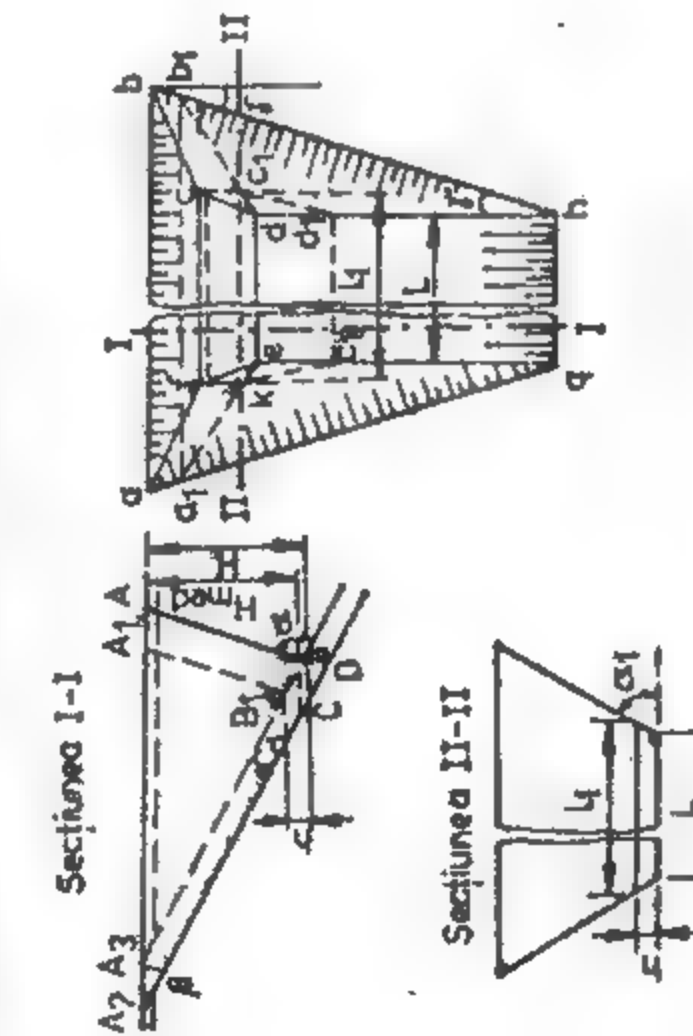
Nr. crt.	Tipul zăcămintului	Coeficientul mediu de descoperie [m ³ /t]
1.	1 Zăcămintele stratiforme sau filoniene de înclinare mare.	$K = \frac{0,5 \cdot H_n^2 (\operatorname{ctg} \gamma + \operatorname{ctg} \beta)}{M \cdot \gamma \sigma (H_n - h_0)} + \frac{h_0}{\gamma \sigma (H_n - h_0)}$ 
2.	2 Zăcămintele orizontale care află pe versantul terenului.	$K = \frac{H_x (0,5 L \operatorname{tg} \alpha + m) + 0,33 H_x^2}{(L \operatorname{tg} \alpha + m) \cdot m \cdot \gamma \sigma}$ 

de descoperie

Tabelul XX.14

Nr. crt.	Coeficientul de descoperie pe treaptă sau fișie de extragere [m ³ /t]	Semnificațiile notațiilor
1.	$K_0 = \left[H_n - \frac{h_n}{2} \right] \frac{\operatorname{ctg} \gamma + \operatorname{ctg} \beta}{M \gamma \sigma} + \frac{h_0}{\gamma \sigma (H_n - h_0)}$	<p>H_n este adâncimea ultimei trepte luate în considerare; h_n — înălțimea treptei luate în considerare; h_0 — grosimea formațiunilor aluvionare; β — unghiul de înclinare a taluzului general în acoperișul zăcămintului; γ — unghiul de înclinare a taluzului general din culcușul zăcămintului; M — grosimea orizontală a zăcămintului; $\gamma \sigma$ — densitatea substanței minerale utile.</p>
2.	$K_0 = \frac{H_{med}}{m \cdot \gamma \sigma} \left(1 + \frac{H_{med} + m}{L \cdot \operatorname{tg} \alpha + m} \right)$	<p>L este lungimea frontului de lucru în stratul de substanță minerală utilă; m — grosimea stratului de substanță minerală utilă; α — unghiul de înclinare a frontului de lucru; H_{med} — grosimea descoperitei pentru situația calculării coeficientului; H_{med} — grosimea medie a descoperitei de deasupra frontului de lucru; $\gamma \sigma$ — densitatea substanței minerale utile.</p>

Calculul analitic al coeficienților

Nr. crt.	Tipul zăcămintului	Coeficientul mediu de descoperă [m ³ /t]
3.	3 Zăcămintele orizontale care nu aflorază. 	$K = \frac{H}{m \cdot \gamma_0} \left[\frac{W_k \cdot L \cdot \operatorname{tg} \alpha + (H + 2m) \left(W_k + L + \frac{H + 2m}{\operatorname{tg} \alpha} \right)}{W_k \cdot L \cdot \operatorname{tg} \alpha + m(W_k + L)} \right]$
4.	4 Zăcămintele de înclinare mică și medie 	$K = \frac{K_2 \sin \beta \cdot H_K^2}{2m} \left(1 + \frac{2H_K}{3L \operatorname{tg} \alpha} \right) + m_H \left(1 - \frac{m \cdot \sin \beta}{2 K_1 m} \right) \frac{\gamma(H_K - m_H)}{\gamma(H_K - m_H)}$

Tabelul XX.14 (continuare)

Nr. crt.	Coeficientul de acoperă pe treaptă sau fișe de extragere [m ³ /t]	Semnificațiile notațiilor
3.	$K_0 = \frac{H}{m \cdot \gamma} \left(1 + \frac{H_{med} + m}{L \cdot \operatorname{tg} \alpha + m} \right)$	H este grosimea descoperței; m — grosimea zăcămintului; L — lungimea frontului de lucru; α — unghiul de taluz; W_k — lățimea spațiului exploatat; γ_0 — densitatea substanței minerale utile.
4.	$K_0 = \frac{K_2 \sin \beta \cdot H_{med}}{m \cdot \gamma_0} \left(1 + \frac{H_{med}}{L \cdot \operatorname{tg} \alpha_1} \right)$	H_K este adâncimea variabilă de la suprafață a frontului de lucru; α_1 — unghiul de înclinare a pereților laterali ai frontului de lucru; β — unghiul de înclinare a zăcămintului; m_H — grosimea formațiunilor acoperitoare sau a porțiunii de zăcămint degradată; H_{med} — adâncimea medie a frontului de lucru; γ_0 — densitatea substanței minerale utile. $K_2 = \frac{\operatorname{tg} \beta + \operatorname{tg} \alpha}{\operatorname{tg} \beta \cdot \operatorname{tg} \alpha}$

taluz au valori exacte și constante pentru aceeași treaptă. Eroarea comisă datorită acestor aproximații nu are prea mare importanță, dat fiind volumele mari de roci sterile excavate și evacuate.

Formulele care sînt date în tabelul XX.14 iau în considerare rezervele geologice ale zăcămintului; este suficient însă să se împartă rezultatele obținute la coeficientul de extragere al rezervelor pentru a afla coeficienții industriali de descoperță.

3.3. DETERMINAREA LIMITELOR OPTIME ALE EXPLOATĂRILOR LA ZI

Metodele principale de analiză tehnico-economică care permit evaluarea limitelor raționale de exploatare la zi a unor zăcămintele de substanțe minerale utile sînt: metoda variantelor, metoda analitică, metoda grafică, metoda grafo-analitică și metode ale cercetărilor operaționale.

Metoda variantelor. Constă din analiza unui număr de variante tehnice, tehnologice și economice posibile de aplicat, în condițiile zăcămintului dat, și din alegerea aceleia a cărei indici tehnico-economici obținuți pe bază de calcule sînt mai buni. Ordinea de rezolvare a problemei este următoarea: pornind de la condițiile problemei se admit variante posibile de rezolvare; se alege criteriul economic pentru aprecierea și compararea variantelor; se face calculul variantelor pe baza cărui se determină mărimea indicelui sau a complexului de indici admiși drept criteriu economic; se face aprecierea cantitativă și calitativă a variantelor și, prin comparație, se alege varianta optimă pentru condițiile zăcămintului luat în studiu.

Metoda prezintă următoarele avantaje: aplicarea în orice condiții de zăcămint, grad mare de precizie în rezolvarea problemei și claritatea rezultatelor obținute.

Ca dezavantaje se menționează: volum mare de calcule și dificultatea stabilirii gradului de influență a diferiților factori asupra rezultatelor finale. Folosirea calculatoarelor electronice elimină principalul neajuns legat de volumul mare de calcul.

Metoda analitică. La aplicarea acestei metode se face o analiză tehnico-economică a diferiților parametri și se stabilește o relație de calcul pentru adîncimea de exploatare la zi în cazul zăcămintelor de înclinare mare sau pentru grosimea copertei în cazul zăcămintelor orizontale sau de înclinare mică. În condițiile concrete pentru un anumit zăcămint, prin înlocuirea în formulă a valorilor cifrice inițiale, se determină mărimea căutată.

Ordinea de rezolvare a problemei este următoarea: prin analiza tehnico-economică se stabilește dependența funcțională între mărimea căutată x și un criteriu economic carecarea S , admitînd continuitatea funcției $S = f(x)$. Valoarea optimă a mărimei căutate x trebuie să corespundă unei valori extreme a lui S , de exemplu cheltuieli minime sau beneficii maxime. În exploatarea la zi se merge de obicei pe beneficiu maxim și deci rezolvarea problemei se reduce la găsirea maximului funcției, lucru realizabil prin efectuarea derivatei I-lei a funcției și egalarea acesteia cu zero.

Continuitatea funcției se verifică făcînd derivata a II-a și dacă ea nu este egală cu zero, atunci funcția este continuă și deci are valoare extremală.

Metoda analitică se folosește pe scară largă la determinarea limitelor raționale ale carierelor. Relațiile finale de calcul obținute pe baza acestei metode, pentru diferite tipuri de zăcămintele, sînt redată în tabelul XX.15.

Metoda prezintă ca avantaj volum mic de muncă, rapiditatea rezolvării problemelor în cazul existenței formulelor și aplicarea clară a dependențelor funcționale, ce permit a se stabili forma și gradul de influență a unuia sau altuia dintre factori.

Dintre dezavantaje se menționează: aprecierea calitativă dificilă a rezultatelor prin neluarea în considerare a altor variante posibile de aplicat; soluțiile au un anumit grad de aproximare ca urmare a simplificării condițiilor geologo-miniere și tehnico-economice complicate. Date fiind aceste dezavantaje, în practică se recomandă stabilirea adîncimii limită prin metoda analitică, în fază inițială, și apoi definitivarea ei prin alte metode mai precise cum ar fi metoda variantelor sau metoda grafo-analitică.

Metoda grafică. Metoda permite obținerea de soluții cifrice pentru diferite probleme prin construcții grafice. Principalul avantaj al metodelor grafice constă în simplitatea și claritatea soluțiilor.

Cele mai răspîndite metode grafice sînt acelea care se bazează pe comparația între valoarea coeficientului limită rațional din punct de vedere economic (K_L) și valoarea coeficientului de descoperță pe contur sau orizont de extragere (K_{10}) sau a coeficientului curent de descoperță (K_{1cr}) (tabelul XX.16).

Metoda grafo-analitică. Metoda întrunește avantajele metodelor grafice și analitice, și anume simplitatea și claritatea soluțiilor prin intermediul construcțiilor grafice și posibilitatea analizei matematice a legității interlegăturilor dintre factorii determinanți.

Metoda grafo-analitică a analizei geometriei carierei constă în primul rînd în determinarea grafică a volumelor de descoperță și de util.

Calcululele se conduc tabelar, în sensul că se determină coeficientul de descoperță pe secțiuni și apoi pe întreaga extindere a zăcămintului.

Calcululele se pot conduce fie în varianta coeficientului de descoperță pe orizonturi, fie în aceea a coeficientului de descoperță mediu. Cei mai mulți dintre cercetători, optează pentru varianta a doua de lucru, acceptînd coeficientul de descoperță mediu care duce la adîncimi mai mari ale carierelor, aceasta avînd în vedere multiplele avantaje pe care le prezintă exploatarea la zi față de exploatarea subterană.

În continuare se face calculul analitic al variației costurilor de exploatare la zi în funcție de adîncimea de extragere și apoi ținînd seama de valoarea coeficientului de descoperță se stabilește orizontul pentru care mai este respectată condiția $c_{zi} \leq c_s$ sau $c_{zi} \leq P_{ad}$.

Numărul secțiunilor transversale executate prin zăcămint care se iau în considerare depinde de forma zăcămintului, de caracteristicile lui geometrice și de precizia dorită în calcule. Metoda prezintă avantajul că scoate în evidență variația costurilor de extragere în funcție de adîncimea de exploatare, dar are dezavantajul unui volum mare de muncă pentru care este necesar a se apela la metodele matematice moderne de calcul, care să utilizeze calculatoarele electronice.

Metodele programării matematice. Dintre metodele programării matematice o utilizare mai largă o au programarea liniară, neliniară și dinamică.

Programarea liniară se aplică în acele cazuri în care funcția obiectiv și restricțiile asupra variabilelor sînt liniare sau se pot liniariza. Metoda constă în maximizarea sau minimizarea funcției obiectiv în condițiile satisfacerii unui sistem de inegalități impuse de restricțiile problemei.

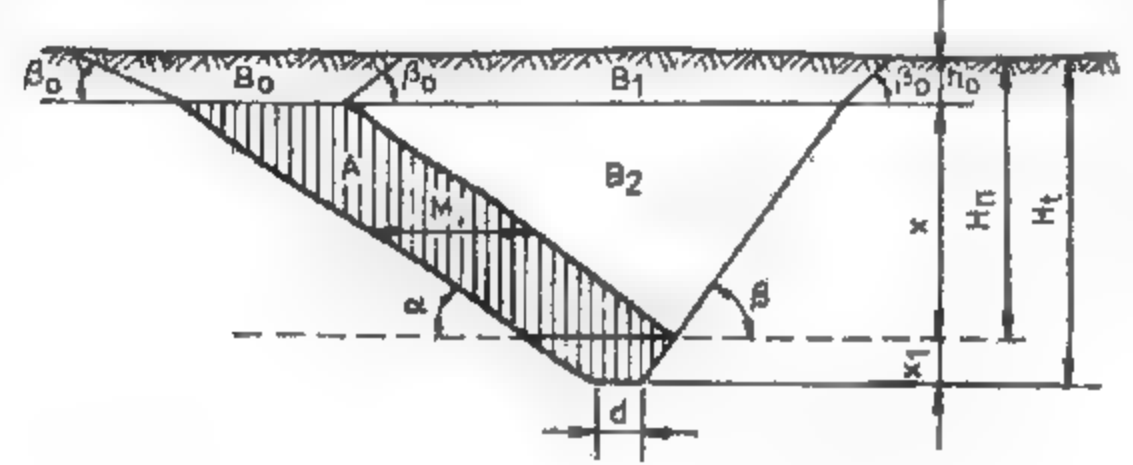
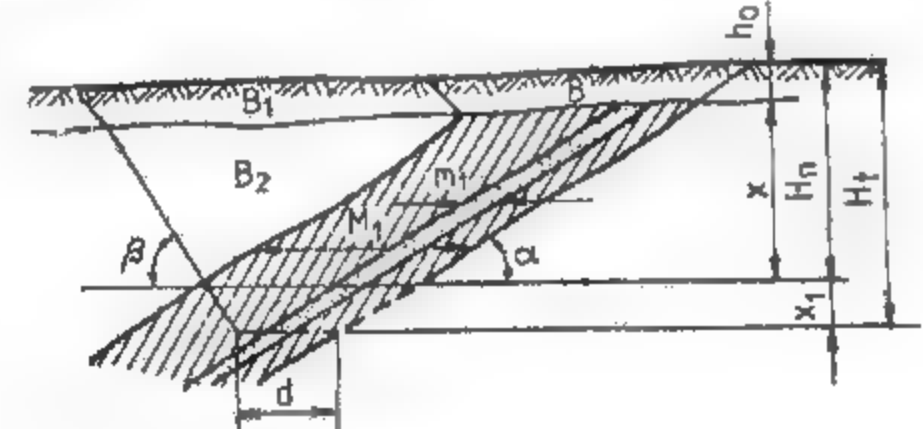
Determinarea analitică a limitelor

Nr. crt.	Tipul zăcămintului	Relații de calcul
0	1	2
1.	<p>Zăcămintele stratiforme sau filoniene omogene de înclinare mare.</p>	$X = K_L \frac{\eta \cdot M}{\text{ctg } \beta + \text{ctg } \gamma} - h_0 \frac{b'}{b} \text{ [m]}$ <p>în care: $K_L = \frac{c_s - a}{b} \text{ [m}^3/\text{t]}$</p> <p>sau $K_L = \frac{c_{ad} - a}{b} \text{ [m}^3/\text{t]}$</p> <p>dacă $b = b'$:</p> $H_n = K_L \frac{\eta M}{\text{ctg } \beta + \text{ctg } \gamma} \text{ [m]}$ $H_t = H_n + X_1 \text{ [m]}$ <p>unde: $X_1 = \frac{M - d}{\text{ctg } \beta + \text{ctg } \gamma} \text{ [m]}$</p> <p>Ținând seama că: $K_L \cdot \eta = K$</p> $H_t = \frac{(1 + K) M - d}{\text{ctg } \beta + \text{ctg } \gamma} \text{ [m]}$ <p>unde:</p> $d = 2(R_c + g - H_c \cdot \text{ctg } \alpha') \text{ [m]}$
2.	<p>Zăcămintele stratiforme sau filoniene neomogene de înclinare mare.</p>	$X = K_L \frac{\eta \cdot M_1 - m_1}{\text{ctg } \beta + \text{ctg } \gamma} - h_0 \frac{b'}{b} \text{ [m]}$ <p>pentru $b = b'$</p> $H_n = K_L \frac{\eta \cdot M_1 - m_1}{\text{ctg } \beta + \text{ctg } \gamma} \text{ [m]}$ $H_t = H_n + X_1 \text{ [m]}$ <p>unde:</p> $X_1 = \frac{M_1 - d}{\text{ctg } \beta + \text{ctg } \gamma} \text{ [m]}$ $H_t = \frac{(1 + K) M_1 - m_1 - d}{\text{ctg } \beta + \text{ctg } \gamma} \text{ [m]}$

Tabelul XX.15

raționale ale carierelor

Semnificația notațiilor	Observații
3	4
<p>M este grosimea orizontală a zăcămintului, m;</p> <p>h_0 — grosimea aluviunilor, m;</p> <p>β și γ — unghiurile medii de taluz ale carierei în situația adâncimii limită, grade;</p> <p>d — lățimea vetrei carierei, în faza finală de exploatare, m;</p> <p>c_s, c_{ad} — costul extragerii unei tone de util prin lucrări miniere subterane, sau costul admisibil maxim planificat, lei/t;</p> <p>a — costul extragerii la zi a unei tone de util, fără a lua în considerare lucrările de debleiere, lei/t;</p> <p>b — costul debleierii unui m^3 de roci sterile, lei/m^3;</p> <p>b' — costul debleierii unui m^3 de roci aluvionare, lei/m^3;</p> <p>η — coeficient de extragere;</p> <p>K_L — raport limită de descoperță, m^3/t;</p> <p>K — raport geologic de descoperță, m^3/t;</p> <p>R_c — raza de rotire a combinei excavatorului, m;</p> <p>H_c — înălțimea părții inferioare a cabinei excavatorului, m;</p> <p>g — distanța dintre partea dinapoi a excavatorului și taluzul treptei;</p> <p>α' — unghiul de taluz al treptei, grade;</p> <p>M_1 — grosimea orizontală a minarizației, m;</p> <p>m_1 — grosimea intercalației sterile, m.</p>	<p>La exploatarea zăcămintului prin lucrări la zi și subterane se caută să se stabilească o adâncime x a lucrărilor la zi, astfel ca exploatarea zăcămintului prin ambele sisteme (tipuri de exploatare) să fie cea mai economică posibilă. Aceasta înseamnă că diferența între costul total al exploatării rezervei A prin lucrări subterane (C_s) și costul total al exploatării aceleiași rezerve prin lucrări la zi (C_z) trebuie să fie maximă.</p> <p>Costul extragerii rezervei A va fi:</p> <ul style="list-style-type: none"> — la exploatarea subterană: $C_s = \eta \cdot A \cdot c_s$ — la exploatarea la zi: $C_z = \eta \cdot Aa + Bb$ <p>Condiția aplicării exploatării la zi va fi atunci când $C_s > C_z$.</p> <p>Ecuția economicității apare sub forma:</p> $S = C_s - C_z = \eta \cdot A \cdot c_s - \eta \cdot Aa - Bb = \eta \cdot A(c_s - a) - Bb$ <p>Se introduc în ecuația economicității valorile analitice pentru A și B determinate pe baza profilelor transversale verticale executate pe teren.</p> <p>Costurile care intervin în formulă se iau prin asimilare de la exploatarea la zi și subterane care exploatează zăcămintele similare în condiții asemănătoare, sau se stabilesc prin proiectare.</p> <p>Principalul neajuns al metodei constă în faptul că costurile sînt considerate constante pe toată durata exploatării.</p> <p>Dacă c_s variază foarte puțin cu adâncimea exploatării subterane, a și b au variații destul de accentuate cu adâncimea de extragere. Pentru stabilirea lor mai corectă se recomandă să se cunoască: amplasarea haldelor, metoda de exploatare, coeficientul de descoperțare, sistemul de transport, distanțele de transport etc. De obicei problema se rezolvă din aproape în aproape, cu ajutorul datelor cunoscute inițial și a celor rezultate prin calcule aproximativ succesive.</p> <p>La exploatarea zăcămintelor cu înclinare mare și foarte mare, cînd condițiile de zăcămint impun lărgirea acope-</p>

0	1	2
3.	<p>Zăcăminte stratiforme sau filoniene de înclinare medie.</p> 	$X = K_L \frac{\eta \cdot M}{\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta} - h_0 \frac{b'}{b} \text{ [m]}$ <p>pentru $b = b'$:</p> $H_n = K_L \frac{\eta \cdot M}{\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta} \text{ [m]}$ $H_t = H_n + X_1 \text{ [m]}$ <p>unde:</p> $X_1 = \frac{M - d}{\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta} \text{ [m]}$ $H_t = \frac{(1 + K) M - d}{\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta} \text{ [m]}$
4.	<p>Zăcăminte stratiforme sau filoniene de înclinare medie neomogene.</p> 	$X = K_L \frac{\eta \cdot M_1 - m_1}{\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta} - h_0 \frac{b'}{b} \text{ [m]}$ <p>pentru $b = b'$.</p> $H_n = K_L \frac{\eta \cdot M_1 - m_1}{\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta} \text{ [m]}$ $H_t = \frac{(1 + K) \cdot M_1 - m_1 - d}{\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta} \text{ [m]}$

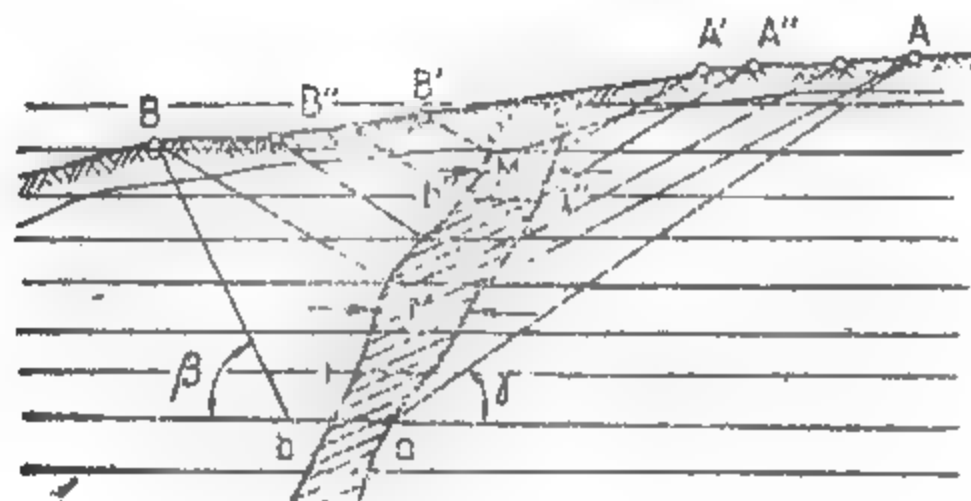
Tabelul XX.15 (continuare)

3	4
	<p>rișului și culcușului, dimensiunile exploatării la zi, transversal pe direcție, se determină față de adâncime și proprietățile fizico-mecanice ale rocilor înconjurătoare și deci analiza tehnico-economică se referă direct la adâncimea exploatării la zi.</p> <p>La exploatarea zăcămintelor orizontale sau de înclinare mică, adică atunci când condițiile de zăcămint nu impun lărgirea culcușului, limitele exploatării la zi se stabilesc după conturul celei mai mari grosimi a stratului de dezvelire, care limitează și dimensiunile exploatării la zi transversal pe direcție.</p> <p>Lungimea frontului de lucru al carierelor sau lungimea eficientă din punct de vedere economic a acestora, în cazul zăcămintelor ce se extind pe suprafețe mari, se determină funcție de capacitatea de producție stabilită, grosimea zăcămintului, viteza de avans a fronturilor de lucru etc. Problema se rezolvă analitic prin stabilirea unor relații de dependență între costuri, numărul treptelor de exploatare simultană și lungimea carierei. Se remarcă faptul că în practică, lungimea carierelor este în majoritatea cazurilor limitată de factori naturali și geologo-minieri, deraniamente tectonice, cursuri de ape, căi de comunicație, construcții industriale etc. De exemplu, în bazinul Rovinari-Oltina perimetrarea cimpurilor miniere s-a făcut în funcție de hotarele naturale existente marcate prin falii și rîuri, raportul mediu de descoperită pe carieră de pînă la 10:1 (m³/t), morfologia terenului, condiții hidrogeologice și puterea economică a zăcămintului;</p> <p>Adâncimea și extinderea lucrărilor la zi pot fi luate mai mari decît cele determinate prin calcule tehnico-economice dacă:</p> <ul style="list-style-type: none"> — rezervele de substanță minerală utilă amplasate sub limita de exploatare la zi determinată sînt relativ mici și din această cauză construirea unei mine pentru exploatarea lor subterană este nerațională; — zăcămintul se caracterizează printr-o structură foarte complicată și o distribuție neuniformă a tipurilor și sorturilor de substanțe minerale utile, ceea ce poate adeseori să conducă, în condițiile exploatării subterane, la pierderi mari de componenți utili; — zăcămintul (de obicei de cărbune sau minereuri complexe) este foarte periculos din punct de vedere al autoaprinderii; — condițiile de exploatare la zi creează posibilități să se suprapună extragerea substanței minerale utile cu prelucrarea ei primară (de exemplu în industria materialelor de construcții).

0	1	2
5.	<p>Zăcămintele cu lungime mică și altitudine relativ mare.</p> <p>Detaliu pentru calculul volumului de sterit din pereții frontali ai carierei</p>	$X = \frac{-C_3 \pm \sqrt{C_3^2 + 3C_2 \cdot C_1}}{3C_2} \text{ [m]}$ $C_1 = \eta \cdot M_m L (c_s - a) - b \cdot h_0 \cdot L (\text{ctg } \beta + \text{ctg } \gamma) - 2 M_k \cdot h_0 \cdot b \cdot \text{ctg } \varphi$ $C_2 = \frac{\pi}{6} (\text{ctg } \beta + \text{ctg } \gamma) \text{ctg } \varphi \cdot b$ $C_3 = 0,5 \cdot L \cdot b (\text{ctg } \beta + \text{ctg } \gamma) + M_k \cdot \text{ctg } \varphi \cdot b + 0,5 \pi h_0 \cdot b (\text{ctg } \beta + \text{ctg } \gamma) \text{ctg } \varphi$
6.	<p>Zăcămintele sub formă de stock sau neck.</p>	$X = \left(\sqrt{\frac{\eta \cdot (c_s - a) + b}{b}} - 1 \right) r \cdot \text{tg } \beta \text{ [m]}$
7.	<p>Zăcămintele stratiforme de înclinare mică.</p>	$h = \frac{\eta \cdot m (c_s - a)}{b \left(1 + \frac{\text{tg } \alpha}{\text{tg } \beta} \right)} \text{ [m]}$ <p>pentru $\alpha = 0$</p> $h = \frac{c_s - a}{b} \cdot \eta \cdot m \text{ [m]}$ <p>notînd $\frac{c_s - a}{b} = K_L$ rezultă</p> $h = K_L \cdot \eta \cdot m \text{ [m]}$

Tabelul XX.15 (continuare)

3	5																								
<p>$c_s, a, b, \eta, \beta, \gamma, h_0$ au aceeași semnificație;</p> <p>M_m — grosimea medie orizontală a zăcămintului, m;</p> <p>M_k — lățimea vetrei carierei, m;</p> <p>L — lungimea vetrei carierei, m;</p> <p>φ — unghiul general de taluz al peretelui frontal, grade.</p>	<p>La zăcămintele cu extindere redusă pe direcție, trebuie să se ia în considerare și volumul de stăvil extras din pereții frontali ai carierei. În relația lui x are importanță practică numai rădăcina reală.</p>																								
<p>c_s, a și b au aceeași semnificație;</p> <p>r — raza aproximativă în secțiune orizontală a zăcămintului, m;</p> <p>β — unghiul de taluz al marginii carierei, grade.</p>	<p>S-a acceptat că :</p> <ul style="list-style-type: none">— suprafața reliefului este plană ;— corpul de minereu are forma unui cilindru circular drept de rază r ;— conturul carierei este un con circular care intersectează corpul de minereu la adîncimea x de la suprafață.																								
<p>Semnificația notațiilor cunoscute este aceeași ;</p> <p>α este unghiul de înclinare al zăcămintului, grade ;</p> <p>β — unghiul de taluz al carierei, grade ;</p> <p>m — grosimea verticală a zăcămintului, m.</p>	<p>Raportul : $\eta / 1 + \operatorname{tg} \alpha / \operatorname{tg} \beta$ se numește <i>factor de transformare a raportului industrial de descoperit în raport geologic de descoperit</i>. Valoarea acestuia în funcție de α și β variază după cum urmează :</p> <table><tr><td></td><td>0</td><td>5</td><td>5</td><td>5</td><td>10</td><td>10</td><td>10</td></tr><tr><td></td><td>0—90°</td><td>40°</td><td>50°</td><td>60°</td><td>40°</td><td>50°</td><td>60°</td></tr><tr><td>$1 + \frac{\operatorname{tg} \alpha}{\operatorname{tg} \beta}$</td><td>1,0</td><td>0,89</td><td>0,98</td><td>0,95</td><td>0,83</td><td>0,87</td><td>0,91</td></tr></table>		0	5	5	5	10	10	10		0—90°	40°	50°	60°	40°	50°	60°	$1 + \frac{\operatorname{tg} \alpha}{\operatorname{tg} \beta}$	1,0	0,89	0,98	0,95	0,83	0,87	0,91
	0	5	5	5	10	10	10																		
	0—90°	40°	50°	60°	40°	50°	60°																		
$1 + \frac{\operatorname{tg} \alpha}{\operatorname{tg} \beta}$	1,0	0,89	0,98	0,95	0,83	0,87	0,91																		

0	1
2	<p>Metoda grafică bazată pe comparația între coeficientul limită și coeficientul curent de descoperță</p> 

Programarea neliniară își găsește o mai restrânsă aplicare deoarece nu există deocamdată un algoritmi universal de rezolvare. O clasă separată o constituie problemele de optimizare discretă (de ex. numărul treptelor în carieră).

Programarea dinamică se aplică în cazul rezolvării unor probleme de programare liniară sau neliniară de mari dimensiuni ce reprezintă procese de decizie în mai multe etape, cum ar fi de exemplu determinarea adâncimii limită a unei cariere.

Metodele statistice. Acestea constau în stabilirea funcției obiectiv pe baza precucrării statistice a informațiilor culese, ele fiind metode de analiză a parametrilor aleatori ce intervin în procesele de producție.

Își găsesc o largă aplicare atât la stabilirea relațiilor de calcul ale unor indicatori unitari de costuri cât și la o serie de cercetări cu caracter empiric.

La stabilirea limitelor exploatărilor la zi statistica matematică își găsește aplicarea la calculația costurilor, la stabilirea legăturilor cauzale dintre produse și costuri (metoda Dirut Costing) sau la gruparea costurilor produselor în articole de calculație (metoda T.H.M.).

Tabelul XX.16 (continuare)

2
<p>La aplicarea acestei metode de lucru profilele verticale transversale prin zăcămint se împart în felii orizontale a căror grosime va fi egală cu înălțimea treptelor de exploatare. În concordanță cu ordinea admisă de dezvoltare a lucrărilor miniere se fixează pentru fiecare treaptă și etapă de lucru punctele vetrei carierei (a', b'; a'', b'' etc.). Din aceste puncte, sub unghiul de lucru a taluzului general al carierei care, datorită bermelor de mare lățime necesare amplasării utilajului modern de lucru, va fi egal cu $10-14^\circ \dots 17-20^\circ$, se duc linii înclinate până la intersecția cu suprafața terenului, obținându-se punctele A', B'; A'', B'' etc. care materializează deschiderea în secțiune transversală a carierei. Regimul de lucru de la descoperță trebuie astfel ales încât să asigure tot timpul înclinarea taluzului general al carierei la valorile stabilite. Se determină cantitatea de steril și de util extrasă în fiecare etapă de dezvoltare a carierei, raportul lor dând coeficientul curent de descoperță. Coeficientul curent de descoperță maxim trebuie să fie mai mic decât coeficientul limită de descoperță. De la extremitatea carierei, stabilită pe baza raportului (coeficientului) curent maxim (punctele A și B) se trasează taluzele finale ale carierei cu unghiurile de taluz corespunzătoare (β și γ) maxime admise și se obține adâncimea maximă de exploatare la zi. Pentru a nu obține o adâncime sau extindere de carieră prea mică, atât la zăcămintele de înclinare mare cât și la cele de înclinare mică și chiar orizontală cu relief accidentat, în ultimii ani s-a propus aplatizarea pe perioade lungi a raportului de descoperță curent ($K_{1, \text{crt. p.}}$). La acesta urmează să se adauge, unde este cazul, raportul de descoperță inițial echivalent (K_{1i}), obținut prin raportarea volumului de steril descoperțat inițial, la volumul de util ce urmează a fi exploatat în carieră. Vom avea deci $K_L \geq K_{1i} + K_{1, \text{crt. p.}}$. Acest raport se obține prin întocmirea unui plan de exploatare a zăcămintului cu un regim de descoperță astfel ales încât raportul de descoperță curent să fie constant și egal cu cel economic limită pe toată perioada de exploatare a carierei cu excepția perioadei inițiale și a celei terminale a exploatării carierei când el scade. Volumele de steril rezultate din planul de descoperțare întocmit astfel asigură, prin însumare, un coeficient de descoperță mediu $K_1 < K_L$, fără ca pe parcursul exploatării carierei, costul pe unitatea de produs să-l depășească pe cel determinat de raportul de descoperță economic limită. În același timp adâncimea carierei este mai mare decât în cazul când $K_L > K_{1, \text{crt.}}$.</p>

4. EXTRAGEREA ROCILOR TARI ÎN CARIERE

Exploatarea industrială a rocilor și substanțelor minerale utile masive de tărie mare și foarte mare se execută astăzi aproape exclusiv cu ajutorul explozivilor, recurgându-se la alte metode numai atunci când folosirea explozivilor cauzează fisurarea masivului și în acest fel se ajunge la degradarea rocii.

4.1. GENERALITĂȚI LA LUCRUL CU EXPLOZIVI ÎN CARIERE

La lucrul cu explozivi în cariere se au în vedere următoarele condiții: 1) prin afinare trebuie să se obțină o granulație cât mai uniformă a rocilor și care să nu depășească anumite dimensiuni prestabilite. Bucățile care depășesc dimensiunile prestabilite poartă denumirea de *negabarite* și sînt supuse unei mărunțiri secundare; 2) ruperea și surparea rocii să se producă după anumite plane, pe înălțimea și lățimea frontului respectiv; 3) obținerea unei berme fără pînteni și praguri; 4) efectul seismic al exploziilor asupra masivului și deci a clădirilor tehnice, civile și a altor construcții din jurul carierei, să fie minim; 5) volumul masivului mărunțit prin împușcare trebuie să asigure funcționarea fără întrerupere a utilajului de încărcare și transport; 6) operațiile executate și rezultatele lor trebuie să asigure o anumită eficacitate economică și o deplină securitate contra accidentelor de muncă.

Cerințele, ca roca împușcată să aibă bucățile de o anumită dimensiune, sînt condiționate de necesitatea de a încăpea ușor în cupele excavatoarelor și de a trece ușor prin gurile de încărcare ale silozurilor, ale instalațiilor de sfărîmarea etc. În baza acestor considerații, dimensiunile bucăților de rocă și minereuri nu trebuie să depășească în două direcții reciproc perpendiculare mărimea (a):

$$a = 0,8\sqrt[3]{E} \quad [\text{m}] \quad (4.1)$$

unde E este capacitatea cupei excavatorului folosit pentru încărcare, m^3 .

În alte cazuri, dimensiunile maxime ale bulgărilor sînt seama de rezistența mijloacelor de transport, a vagoanelor, a autobasculantelor și, mai ales, a transportoarelor cu bandă.

În cazul transportului cu vagoane sau autocamioane:

$$a \approx 0,5\sqrt{Q_v} \quad [\text{m}] \quad (4.2)$$

unde Q_v este capacitatea vasului de transport în m^3 și care trebuie să fie:

$$Q_v = 4E \quad [\text{m}^3] \quad (4.3)$$

În cazul transportului cu benzi:

$$a = 0,5B_t - 100 \quad [\text{mm}] \quad (4.4)$$

B_t fiind lățimea benzii transportoare, mm .

Dacă masa minieră este destinată preparării mecanice, atunci va trebui să fie satisfăcută relația:

$$a = 0,8b_c \quad [\text{m}] \quad (4.5)$$

În care b_c este dimensiunea minimă a guri concasorului, m .

În general, dimensiunile bucăților de rocă împușcată variază după: structura și textura masivului; intervalele dintre încărcăturile de explozivi; mărimea încărcăturilor din găuri etc.

Extragerea în exploatarea la zi cu ajutorul explozivilor comportă următoarele operații: executarea găurilor de mină, de sondă sau a galeriilor și puțurilor pentru amenajarea camerelor de minare, în care se vor amplasa încărcăturile de explozivi; încărcarea găurilor sau a camerelor de minare cu materialul exploziv necesar, burarea lor și aprinderea sau explodarea acestor încărcături; spargerea la dimensiunile indicate (necesare) a blocurilor mari rezultate din explozie, pentru a putea fi încărcate și transportate; încărcarea materialului derocat și transportul lui în vederea degajării frontului de lucru; detașarea pîntenilor și pragurilor de pe herma de lucru în vederea men-

ținerii orizontalității acesteia, copturirea taluzului de bucățile de rocă desprinse dar rămase în loc în urma împușcării și îndepărtarea materialului împrăștiat de pe bermă, în scopul începerii unui nou ciclu de operații.

4.2. EXECUTAREA GĂURILOR ÎN EXPLOATAREA LA ZI

În urmă cu cîțiva zeci de ani utilajele de perforare folosite în cariere executau găuri cu lungimea maximă de 5—10 m. Ca urmare, în cariere se foloseau trepte de înălțime mică și se utilizau găuri perforate în taluz și la baza acestuia. Această tehnică de lucru prezenta următoarele două dezavantaje: găurile nu puteau fi perforate în avans și muncitorii de la perforare lucrau sub pericolul căderii blocurilor și desprinderii taluzului de lucru.

Prin punerea la punct a instalațiilor moderne de perforare s-a trecut la extragerea treptelor înalte de peste 10 m, pentru care găurile se execută vertical sau paralel cu taluzul. Acest mod de lucru asigură următoarele două avantaje: independența executării celor două operații — forarea găurilor și încărcarea materialului derocat — și asigurarea siguranței personalului în procesul de perforare.

Alegerea utilajului de perforare în cariere se face ținînd seama de o serie de criterii dintre care mai importante sînt următoarele:

Manevrabilitate — utilajul să poată fi transportat ușor chiar pe drumuri în pantă; să poată fi pus în funcțiune și pe terenuri înclinate și chiar accidentate; să se poată foră găuri verticale, înclinate, orizontale și orientate de jos în sus.

Independența în acțiune — astăzi nu se mai folosesc aproape deloc surse stabile de aer comprimat, care reclamă o rețea complicată de conducte și care duc la pierderi mari de energie. Peste tot utilajul de perforare are sursa sa de energie — autocompresorul.

Securitate — utilajul trebuie să fie sigur în funcțiune și să capteze praful rezultat de la operația de perforare.

Adaptabilitate la accidente de zăcămint — nici-un zăcămint nu este perfect omogen. În timpul forajului se întîlnesc zone alternante din punct de vedere al tăriei, formațiuni înclinate în raport cu axa găurii, falii umplute cu argilă sau cu apă. Instalația de perforare trebuie să poată lucra în astfel de condiții dificile.

Cost scăzut pe unitatea de gaură perforată — utilajul trebuie să aibă o productivitate ridicată, să fie deservit de un personal puțin numeros și să consume puține piese de schimb și energie.

4.2.1. PERFORAREA GĂURILOR CU DIAMETRU OBÎȘNUIT

În exploatarea la zi, perforarea găurilor de mină cu lungimi de cîțiva metri și diametre finale pînă la 75 mm se execută, în funcție de tăria și natura rocii, cu perforatoare ușoare susținute manual sau cu perforatoare grele instalate pe cărucioare mobile.

La perforarea în roci de tărie mică și medie se lucrează de obicei cu perforatoarele electrice sau pneumatice rotative susținute manual.

La perforarea în roci tari și foarte tari se folosesc perforatoare percutante și rotopercutante montate pe cărucioare de perforare.

Cărucioarele de perforare întrebuintate în exploatarea la zi pot fi ușoare, medii și grele. Cărucioarele ușoare au masa pînă la 0,8—1 t și se folosesc la perforarea găurilor de mină de dimensiuni și adîncime mică, în roci de tărie medie. Cărucioarele medii

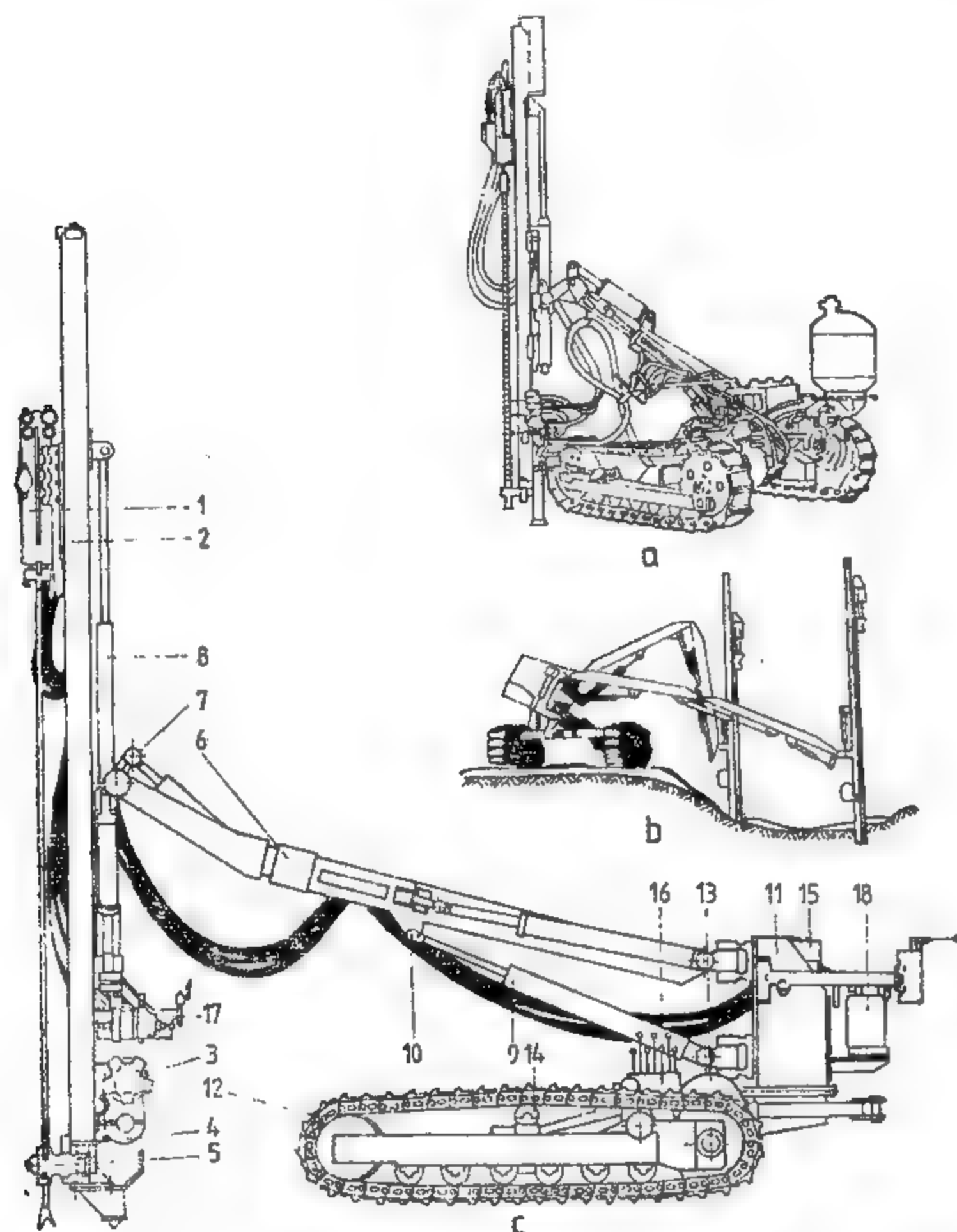


Fig. XX.17. Cărucioare mobile de perforare:

a — de tip mediu cu un braț de susținere; b — de tip greu cu două brațe de susținere; c — de tip greu cu un braț de susținere; 1 — perforator; 2 — suport pentru dispozitivul de avansare a perforatorului; 3 — motor de acționare; 4 — lanțul dispozitivului de avans; 5 — dispozitiv de centrare manual sau pneumatic; 6 — braț telescopic; 7 — dispozitiv de rotire a suportului; 8 — prelungitorul suportului; 9 — cilindru hidraulic de manipulare pe verticală; 10 — articulații; 11 — rama principală a căruciorului; 12 — șenile; 13 — motor de tracțiune; 14 — întinzător de șenile; 15 — sistem hidraulic; 16 — comandă hidraulică; 17 — dispozitiv de comandă a perforatorului; 18 — bazin de ulei, recipient de apă și trolu de ancorare pentru teren accidentat.

(fig. XX.17, a) și grele (fig. XX.17, b și c) au masa de 1—3 t și respectiv 3—7 t când sînt autopropulsate, au stabilitate mare și sînt folosite pentru perforarea în roci tari și foarte tari.

În esență un cărucior de perforare constă din următoarele părți principale: un șasiu metalic rezemat pe una sau două osii. Deplasarea cărucioarelor ușoare se face pe 3 sau 4 roți pneumatice, iar a celor medii și grele se face pe șenile; unul sau mai multe brațe manipulatorie, care au posibilitatea să fie manevrate la diverse înclinări de la orizontal pînă la verticală; o serie de tije de ancoraj care permit fixarea în special a căruciorului ușor pentru lucru; un motor pneumatic de avans care servește pentru deplasarea perforatorului montat pe un dispozitiv de avans — constituit dintr-un lanț fără fine cu eclise; un mecanism de distribuție a aerului comprimat la perforator și la motorul de avans.

Cele mai des folosite în cariere sînt perforatoarele pneumatice percutante cu frecvență normală a percuțiilor sau de înaltă frecvență, cînd frecvența percuțiilor depășește 2 000 lov/min.

Detaliile asupra perforării găurilor de mină cu diametru obișnuit sînt prezentate în secțiunea XIX.

4.2.2. FORAREA GĂURILOR CU DIAMETRU MARE

Forarea găurilor de sondă, în exploatarea la zi, pentru extragerea cu explozivi se realizează cu ajutorul instalațiilor de foraj — sondezelor — care pot acționa percutant, rotativ sau rotopercutant.

Diametrele găurilor de sondă întrebuintate în cariere sînt cuprinse între 100—350 mm. În cele mai multe cazuri găurile de sondă se forează vertical, mai rar se întrebuintează găurile înclinate la 15—25° față de verticală și foarte rar sînt întrebuintate găurile orizontale.

Pentru forarea găurilor de sondă cu diametre de 100—350 mm în roci de tărie mare, medie și sub medie se folosesc, în general, sondezele rotative. Adîncimea medie a găurilor forate rotativ este de 15—30 m, dar se pot realiza și găuri cu adîncimi mai mari.

În forajul rotativ dispozitivul de săpare este apăsător în teren și prin rotire continuă el taie și fărîmîțează roca.

În multe cariere care au ca obiectiv extragerea rocilor de tărie medie și chiar tari se lucrează cu instalații de foraj rotative cu săparea pe întreaga secțiune a găurii de sondă, la care evacuarea detritusului se face cu ajutorul unui curent de aer comprimat.

Se cunosc multe tipuri de asemenea instalații, dintre care la noi în țară cea mai întrebuintată este instalația FC-80 de construcție românească (fig. XX.18). Această instalație forează găuri verticale și înclinate paralele cu taluzul. Găurile forate pot avea lungimea maximă de 60 m și diametrul final de 115 mm. Turația instalației este variabilă de la 0 la 100 rot/min. Prăjinile de foraj au diametrul de 80 mm și lungimea de 4 m.

Instalația este montată pe căruciorul cu șenile a excavatorului Castor S-602.

Acționarea sondezei este hidrostatică cu trei pompe care la rîndul lor sînt acționate electric.

Evacuarea detritusului se face cu aer comprimat de la rețeaua carierei sau de la un compresor independent.

Forarea găurilor de sondă în roci tari și de tărie medie ($f = 6-18$) se face, în ultimul timp, cu instalații de foraj rotative echipate cu sape cu role. Instalațiile de forare cu sape cu role, datorită robusteții lor și posibilităților de a fora economic găuri verticale și înclinate cu diametrul pînă la 350 mm, sînt în prezent cele mai răspîndite în exploatarea la zi.

Rolele sapelor (v. vol. II, fig. XI.59) sînt prevăzute cu dinți, sub acțiunea cărora roca de petalpa găurii de sondă este sfărîmată în momentul apăsării și rotirii sapei. Dinții rolelor pot fi sub forma unor pene mono sau bilaterale cu vîrfurile ușor teșite confecționați din același

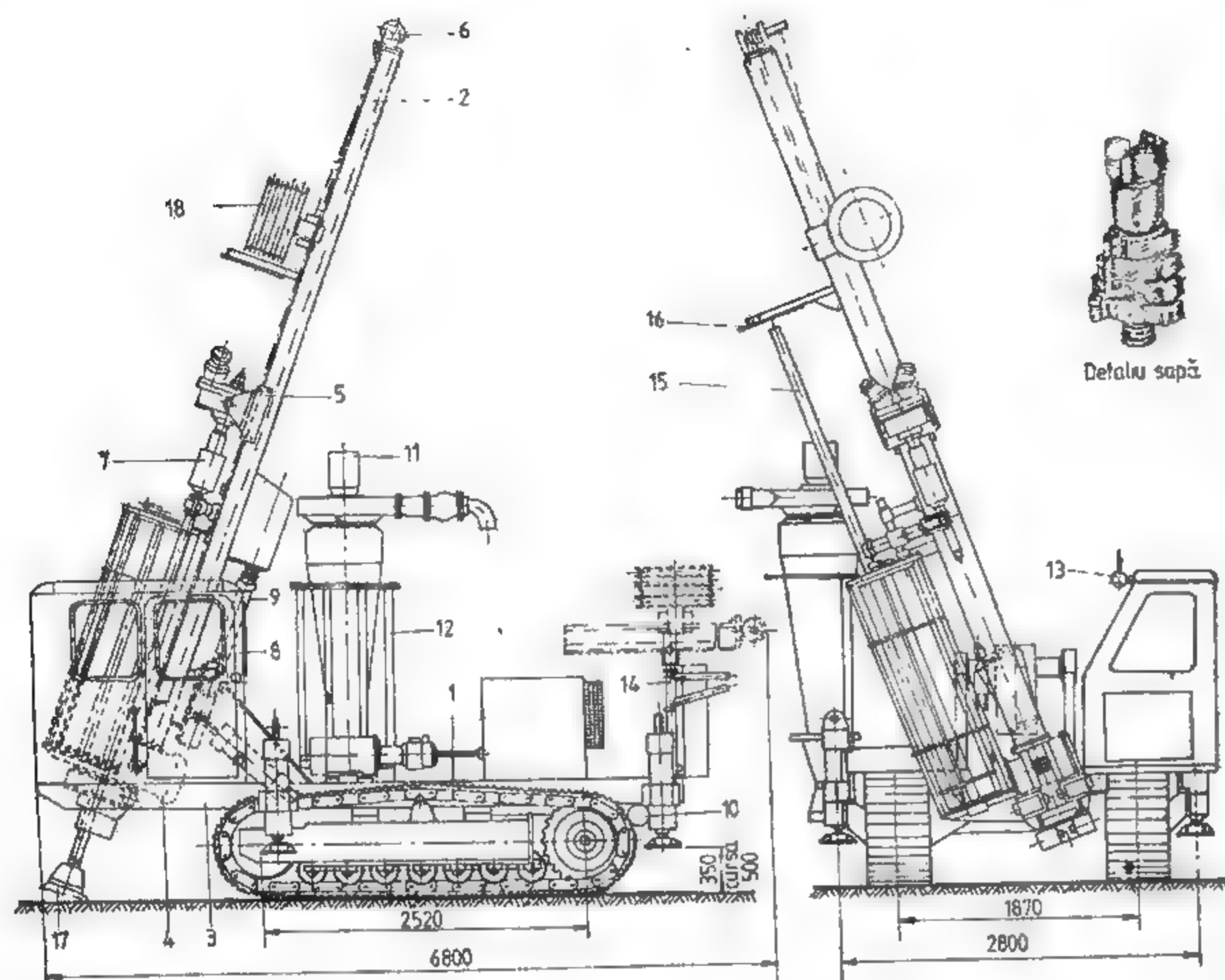


Fig. XX.18. Instalația de foraj în cariere FC-60;

1 — cârucior de deplasare; 2 — mast C-60; 3 — amenajare șasiu; 4 — reductor mecanism avans; 5 — cârucior; 6 — rolă superioară; 7 — cap rotativ; 8 — cabină; 9 — instalație hidrostatică; 10 — instalație pneumatică; 11 — instalație de desprăfuire; 12 — suport instalație desprăfuire; 13 — instalație electrică; 14 — capră mast; 15 — prăjină de foraj; 16 — opritor prăjini; 17 — captatur de praf; 18 — suport furtun.

material ca al rolor și armați cu aliaj dur sau pot fi ca niște butoane (pivoți) de material dur sinterizat cu cap tronconic sau semisferic, inserate în corpul rolor.

Rolele conice dințate care alcătuiesc sapa se construiesc pentru diferite tări de roci, având o rezistență foarte mare la uzură și deci ducând la un foraj productiv. Cu cât roca ce se va foră va avea o tărie mai mare cu atât dinții rolor vor avea și ei dimensiuni mai mici.

În cazul găurilor de sondă cu adâncimea de 20-30 m, evacuarea detritusului rezultat la forare se face cu ajutorul aerului comprimat adus la talpa găurii prin prăjini, de la un compresor montat pe instalație. Curentul de aer comprimat cu debitul de 15-18 m³/min și cu viteza de 18-20 m/s are și rolul de a răci sapa de foraj și elementele active ale acesteia.

La noi în țară pe diverse șantiere de exploatare la zi cu producții mari și foarte mari se folosesc instalații de forare cu sapa cu role de construcție sovietică de tipul SBS (tabelul XX.17). Instalațiile SBS forează găuri verticale și înclinate până la 40 m adâncime cu diametrul de la 190-320 mm, în roci cu coeficientul de tărie până la 14, 18 și chiar 20.

Tabelul XX.17

Caracteristicile tehnice ale instalațiilor sovietice pentru forajul cu sapa cu role

Parametrii	2 SBS-200	2 SBS-200H	SBS-250MH	SBS 320
Diametrul sapei, mm	190; 214	190; 214; 243	243-269	295; 320
Adâncimea de forare, m	32	40	32	40
Mărimea avansului, m	1	1,1	8,0	19,5
Forța axială, kN	250	300	300	600
Unghiul de forare față de orizontală, grade	90	60-90	60-90	90
Viteza de avans, m/min	1,5	1,5	1	0,85
Turația sapei, rot/min	62-312; 15-77	12-241	152	80-130
Momentul de torsiune, N·m	1420; 2860	2120-6650	4200	8700
Productivitatea compresorului, m ³ /min	2×9	25	25	2×25
Puterea motoarelor electrice, kW;				
— instalată	280	282	386	550
— a sistemului de rotație	50	60	75	100
— a compresorului	2×75	200	200	2×200
Viteza de deplasare a mașinii, km/oră	0,6	0,6	0,73	0,33
Forța specifică a șenilelor pe sol, MN/m ²	0,11	0,1	0,114	0,11
Gabaritele mașinii în poziția de lucru, mm:				
— lungimea	8330	9180	8620	12500
— lățimea	4775	4800	4960	5450
— înălțimea	13175	13840	15310	25200
Masa mașinii, t	50	54,8	65	110

Vederea de ansamblu a unei instalații de forat cu sapa cu role de tipul 2 SBS-200 este arătată în fig. XX.19, iar în fig. XX.20 sînt arătate schemele cinematice ale instalațiilor de tip SBS.

În România au început să se fabrice instalații de forat cu sapa cu role pentru cariere de tipul FC-250.

Productivitatea instalațiilor de forare cu sapa cu role depinde de: presiunea axială, viteza de rotație a garniturii și intensitatea evacuării detritusului de pe talpa găurii de sondă. Pentru obținerea unui foraj productiv va trebui ca la creșterea tăriei rocilor de forat să se reducă turația rolor și să se mărească efortul axial de apăsare a sapei pe talpa găurii de sondă.

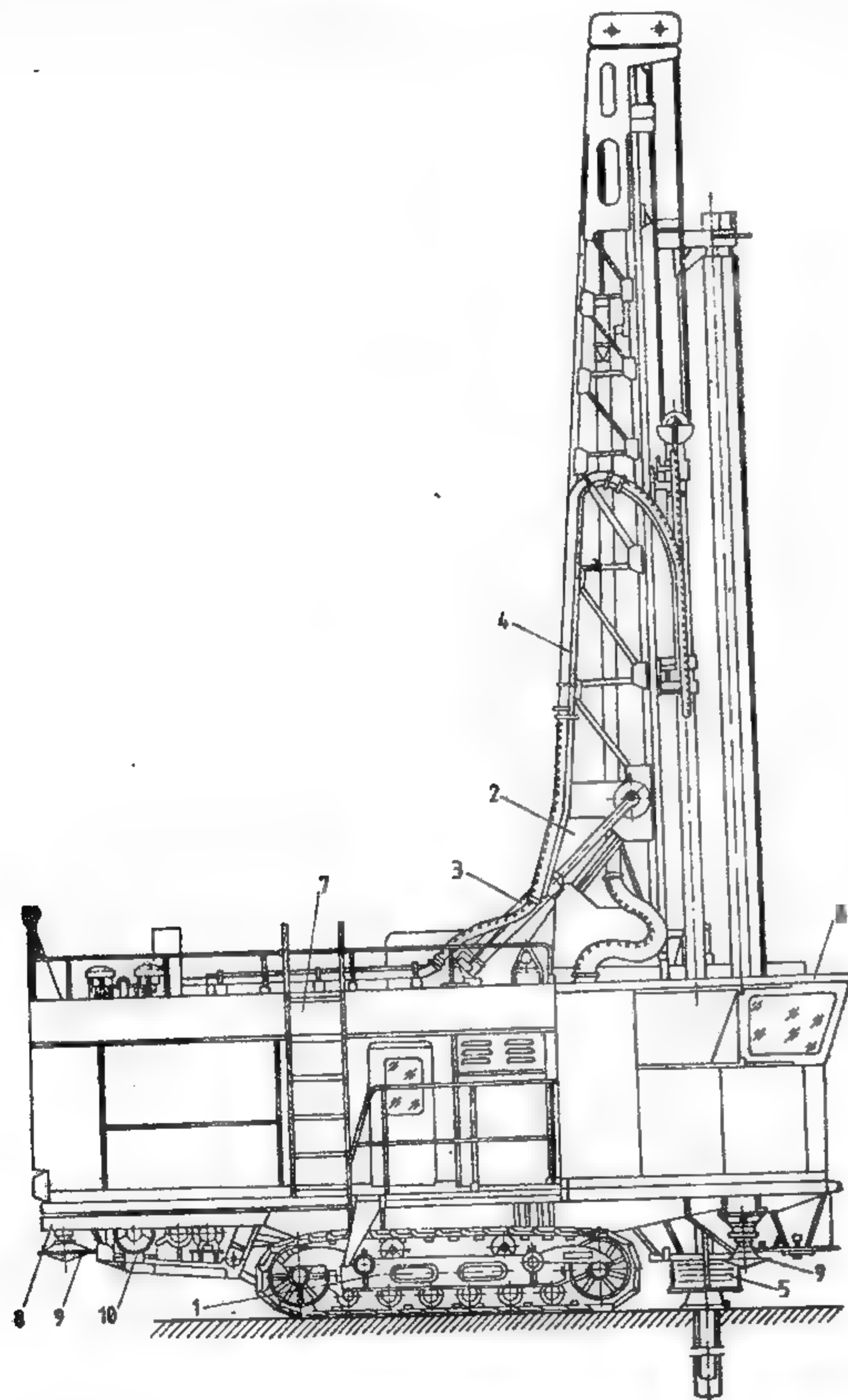


Fig. XX.19. Instalația de foraj 2 SBS-200:

1 — sistem de vehiculare pe șenile; 2 — mast-turlă de foraj; 3 — sistemul de ridicare și coborîre a turei de foraj; 4 — conductele hidraulice; 5 — instalația de captare a prafului; 6 — cabină; 7 — sala mașinilor; 8 — platformă; 9 — vinciuri hidraulice de fixare a instalației de foraj; 10 — reductorul sistemului de deplasare.

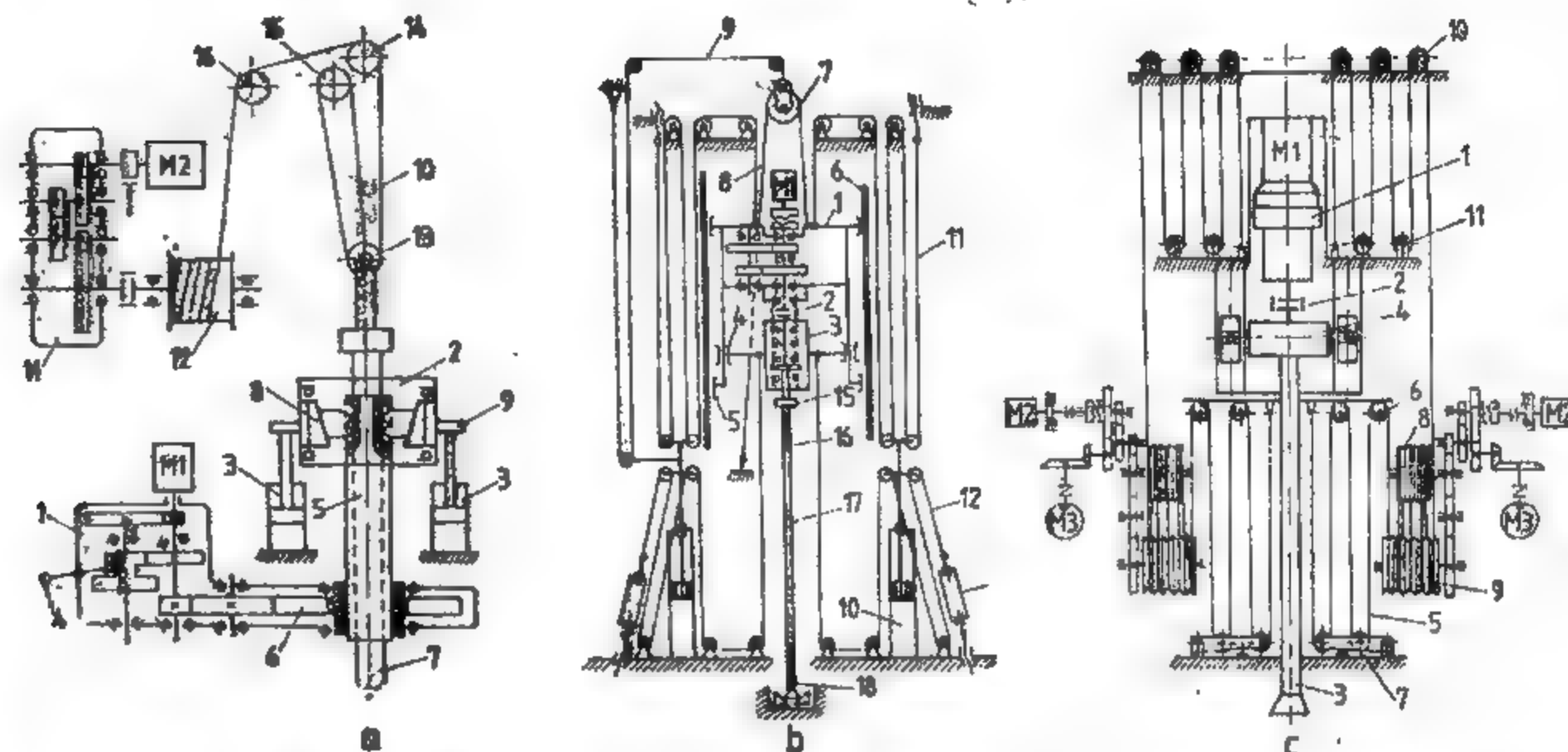


Fig. XX.20. Scheme cinematice ale instalațiilor de foraj tip SBS:

a — tip 2 SBS-200H: 1 — reductor; 2 — mandrină hidraulică; 3 — instalație hidraulică de ridicare-coborîrea garniturii de foraj; 4 — manetă de cuplare și decuplare a reductorului; 5 — arbore tubular principal hexagonal; 6 — pinion de antrenare montat pe arborele tubular; 7 — garnitura de foraj; 8 — came de prindere și ridicare a arborelui tubular; 9 — traversă de prindere a tijelor pistonilor cilindrilor; 10 — cablu de ridicare și coborîre a instalației; 11 — reductor; 12 — tobă pentru înfășurarea cablului; 13 — sistem de susținere a capului de injecție; 14, 15, 16 — sistem de scripeți pentru dirijarea cablului; M1 — motor de antrenare a garniturii de foraj; M2 — motor pentru ridicarea și coborîrea instalației.

b — tip SBS-250: 1 — reductor; 2 — cuplaj; 3 — ansamblu de prindere-ghidare; 4 — glisieră; 5 — dispozitiv de ghidare; 6 — ghidaje; 7 — dispozitiv de susținere a motorului M1 și a garniturii de foraj; 8, 9 — cabluri; 10 — sistem hidraulic de avans; 11, 12 — cabluri; 13, 14 — dispozitiv cu șurub pentru întinderea cablurilor; 15 — cap de prindere; 16 — prăjină de bază; 17 — coloană de prăjini; 18 — sapă.

c — tip SBS-320: 1 — reductor; 2 — cuplaj; 3 — garnitură de foraj; 4 — ansamblu de prindere-ghidare; 5 — cablu ri; 6, 7, 10, 11 — scripeți de dirijare a cablurilor; 8, 9 — șabla înfășurare cablu; M1 — motor de antrenare a garniturii de foraj; M2 și M3 — motoare de acționare pentru manevrarea agregatului.

Viteza de forare cu o instalație cu sape cu role se determină cu relația:

$$v = \frac{k \cdot Q_{ax} \cdot n}{f \cdot d} \quad [\text{cm/min}] \quad [4.6]$$

În care: $k = 3,75$ este un coeficient de proporționalitate, (determinat experimental);

n — turația sapei cu role, rot/min.;

Q_{ax} — efortul axial maxim asupra tălpii găurii de sondă, N;

$$Q_{ax} = 0,7 M \cdot g \quad \text{sau} \quad Q_{ax} = (6-7) f \cdot d;$$

M — masa instalației, kg;

d — diametrul găurii de sondă, cm;

f — coeficient de tărie a rocii în care se forează, $\frac{N}{\text{mm}^2} \cdot 10^{-3}$;

g — accelerația gravitațională, m/s^2 .

Productivitatea pe schimb a unei instalații de forat cu sape cu role se poate determina cu relația:

$$P_{sch} = \frac{60 \cdot T \cdot l_s \cdot n}{T_g} \quad [m/sch] \quad (4.7)$$

în care: T este durata schimbului, ore;

T_g — durata de forare a unei găuri, min;

l_s — adâncimea de gaură forată cu o singură sapă, m;

n — numărul de sape folosite la forare.

$$T_g = \sum_{i=1}^n T_i + t_{dep} + t_t \quad [min] \quad (4.8)$$

unde:

$\sum_{i=1}^n T_i$ este suma timpilor de forare cu toate sapele, min;

t_{dep} — timpul de deplasare a instalației de foraj la o nouă gaură, min;

t_t — timpul întârzierilor neproductive, min.

$$\sum_{i=1}^n T_i = l_s \cdot n \left[\frac{60}{v} + (n+1) \left(\frac{t_o}{l_x} + \frac{t_{in}}{l_p} \right) \right] + (n-1)t_r \quad [min] \quad (4.9)$$

unde: v este viteza de forare, m/h;

t_o — timpul de ridicare și coborîre a prăjinilor, min;

l_x — cursa tijei, m;

t_{in} — timpul de înșurubare (deșurubare) a prăjinilor sau sapei, min;

t_r — timpul de forare a conului găurii de sondă sau a montării reducăției noii sape, min;

l_p — lungimea unei prăjini, m.

Ținând seama de forma ultimelor relații, productivitatea instalației de forat poate fi determinată cu formula:

$$P_{sch} = \frac{60 \cdot T}{\frac{60}{v} + (n+1) \left(\frac{t_o}{l_x} + \frac{t_{in}}{l_p} \right) + \frac{(n-1)t_r + t_{dep} + t_t}{l_s \cdot n}} \quad [m/sch] \quad (4.10)$$

Forajul cu sape cu role asigură viteze de forare după cum urmează: 5–9 m/h — în roci foarte tari (granite, minereu de fier, minereu de cupru etc.), 9–24 m/h — în roci tari (gresii, calcare etc.) și 30–90 m/h — în roci de tărie mică (marne, argile etc.).

Numărul de sonde necesare pentru asigurarea unei anumite producții pe treaptă sector sau carieră se poate determina cu relația generală:

$$N = \frac{K \cdot Q_{zi}}{n \cdot P_{sch} \cdot q} \quad [buc] \quad (4.11)$$

în care:

Q_{zi} este producția zilnică a treptei, sectorului sau carierei, m^3/zi ;

$K = 1,2 - 1,25$ — coeficient care ține seama de rezerva necesară de sonde;

n — numărul schimburilor de lucru a sondezelor în 24 h;

q — volumul de masă minieră care rezultă la 1 m gaură de sondă, m^3/min .

Sistemul roto-percutant de foraj îmbină cele trei mișcări ale unelei tăietoare: de avans, de percucie și de rotație continuă pe talpa găurii de sondă.

Modul cum variază îmbinarea celor trei mișcări depinde de natura rocilor. În sisturi se mărește viteza de rotație și se reduce energia întrebuințată pentru percucie și avans. În roci silicioase se mărește la maxim intensitatea efectului de percucie și împingere și se reduce viteza de rotație. În roci heterogene cum ar fi de exemplu granitele, granodioritele etc., trebuie acordată, de asemenea, prioritate frecvenței, energiei percuciilor și forței de avans.

Independența motoarelor la cele mai multe tipuri de sonde roto-percutante permite adaptarea lor la împrejurări locale.

Pentru forarea găurilor de sondă verticale și înclinate cu diametrul pînă la 200 mm și adâncimea pînă la 30–40 m, în roci tari și foarte tari ($f = 10-20$), sînt folosite în ultimii ani sondezele cu percutoare pneumatice înecate sau cu perforatoare la fundul găurii.

Funcționarea unei sonde roto-percutante cu percutor pneumatic înecat poate fi urmărită în schema cinematică din fig. XX.21.

Principala caracteristică a sondezelor cu percutor înecat constă în faptul că acțiunea de percucie și rotație se realizează simultan cu împingerea, de către părți independente din cadrul agregatului (fig. XX.21). Astfel, percucia este efectuată din pistonul perforatorului înecat 1, iar rotirea se transmite prin tijele de foraj 2 și reductorul 3 de la motorul M_1 . Avansul și împingerea sapei pe talpa găurii de sondă sînt realizate de lanțul 4 de care este prins reductorul și motorul de acționare a garniturii de foraj. Acționarea lanțului se face prin steaua 5 de la motorul pneumatic 6, prin intermediul unui reductor cu două trepte 7 și 8. Ghidarea lanțului la partea superioară se face prin steaua 9.

Percutorul înecat este un perforator pneumatic lipsit de mecanismul de rotație. Aerul comprimat este canalizat la percutorul înecat prin tijele de foraj. Evacuarea măruntului de foraj se face cu ajutorul aerului comprimat sau cu ajutorul unui amestec de apă și aer comprimat.

Avantajele forajului cu instalații cu percutor înecat constau în: reducerea pierderilor de energie datorită faptului că transmiterea percuciei nu se mai face prin prăjină; o evacuare mai eficientă a detritusului; o rotație adecvată datorită faptului că ea nu este legată de percucie; viteze mari de forare și deci productivitate mare la presiuni ridicate ale aerului comprimat; posibilitatea de a foră găuri verticale și înclinate de mare adâncime; uzură mică a sapei și cost redus.

În tabelul XX.18 sînt prezentate principalele instalații de foraj cu percutor înecat de construcție sovietică întîlnite și pe șantierele din țara noastră.

Tendințe în perfecționarea forajului în cariere. Avînd în vedere stadiul actual al tehnicii și tehnologiei forării găurilor de sondă în exploatarea la zi, precum și direcțiile

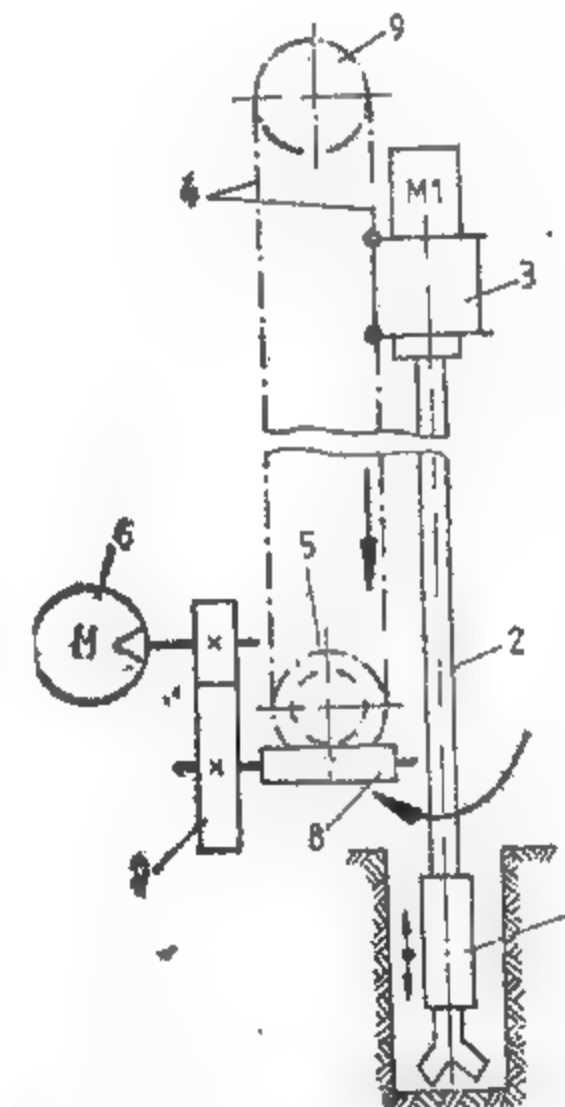


Fig. XX.21. Schema cinematică a instalației de foraj de tipul SBU-125.

Tabelul XX.18

Caracteristicile instalațiilor sovietice de forat cu perforator la fundul găurii (percutor înecat)

Parametri	SBU-100G	SBU-125	SBU-160	SBU-200
Diametrul găurii de sondă, mm	100	105 ; 125 (150)	126 ; 160	200
Coefficientul de tărie după M. M. Protodiakonov, f	8-16	8-16	8-18	8-20
Adâncimea de foraj, m	24	24	36	32
Tipul percutorului pneumatic	P-105 ; P-125	P-125 ; MP-3	P-160 ; M32-K	P-200
Turația garniturii de foraj, rot/min	46	22,5/45	4-56	5-50
Puterea motoarelor electrice, kW :				
— instalată	24	42	146	250
— de rotație	4	3,8/6,3	—	19
Momentul de torsiune a axului principal, N·m	830	2760/3340	1500	3200
Forța de avans, kN	0-6,5	0-20	0-25	0-41
Viteza de avans, m/min	8,4	10,3	13,2	14
Viteza de deplasare a mașinii, km/oră	0,85	1,0	0,75	0,66
Presiunea specifică pe sol, MN/m²	0,048	0,072	0,106	0,12
Gabaritele mașinii în poziție de lucru, mm :				
— lungimea	4000	4250	5200	7865
— lățimea	2300	3000	3500	4510
— înălțimea	3680	7100	7250	12 530
Masă mașinii, t	4,5	8,5	14,7	36

principale ale cercetărilor întreprinse în acest domeniu, rezultă că în viitor vor putea fi obținute numeroase progrese în domeniul vitezelor de forare, productivității forajului și costului prin: transmiterea unei energii mai importante elementului activ al instalației de foraj, reducerea energiei cheltuite pentru dezagregarea rocii — se tinde să se obțină un detritus de granulație mai mare la talpa găurii —, creșterea timpului de forare propriu-zis prin automatizarea instalațiilor de foraj; îmbunătățirea construcțiilor sabelor de foraj; injectarea unor cantități mai mari de aer, apă sau amestec aer-apă pe talpa găurii de sondă pentru evacuarea detritusului și răcirea elementelor active; mărirea presiunii de apăsare pe talpă și a vitezei de rotație; mărirea frecvenței loviturilor cu posibilitatea de a adapta intensitatea șocului la diferite tipuri de sape și de roci; controlul automat al săpării pe talpă; punerea la punct și folosirea în condiții geo-miniere complexe a instalațiilor de foraj care lucrează combinat: foraj cu sape cu role — foraj cu evacuarea detritusului pe

spirala prăjinilor; foraj cu sape cu role — foraj cu jet termic — foraj cu sape cu role pentru lărgirea găurii etc.

Se fac eforturi deosebite și se urmărește ca în viitorii ani să se ajungă la o triplare a vitezelor de foraj și la reducerea la o treime a costului forajului.

4.3. PROCEDEE DE LUCRU CU EXPLOZIVI ÎN EXPLOATAREA LA ZI

În funcție de condițiile de lucru, de natura și tăria rocilor ce trebuie dislocate, de elementele geometrice ale treptelor, de dotarea cu utilaj și energie etc., extragerea în exploatarea la zi cu ajutorul explozivilor se face prin următoarele procedee:

- extragerea cu explozivi amplasați în găuri de mină obișnuite;
- extragerea cu explozivi amplasați în găuri de sondă;
- extragerea cu explozivi amplasați în camere de minare;
- extragerea combinată — cu explozivi amplasați în camere de minare și găuri de sondă.

Din punct de vedere al formei încărcăturilor, în cariere se folosesc *încărcături concentrate* și *încărcături în coloană* (alungite).

Încărcăturile concentrate se realizează în camerele de minare și în găurile normale sau de sondă lărgite, prevăzute cu cuptor.

Încărcăturile în coloană pot fi: în *coloană continuă*, în care caz explozivul este așezat în gaura de mină sau de sondă sub forma unei coloane continue sau în *coloană discontinuă* (fracționată) în care explozivul este împărțit în porțiuni de încărcături separate prin materiale inerte sau intervale de aer.

4.3.1. ÎMPUȘCAREA CU EXPLOZIVI AMPLASAȚI ÎN GĂURI DE MINĂ OBIȘNUITE

Găurile de mină obișnuite se folosesc la extragerea treptelor de înălțime mică formate din roci tari și foarte tari. Cele mai des întrebuițate sînt găurile forate vertical, amplasate pe unul sau mai multe rînduri. Amplasarea găurilor se face ținîndu-se seama de situația masivului și de configurația frontului de lucru.

În carierele mari cu trepte înalte, la extragerea rocilor de tărie medie se poate aplica și încărcarea concentrată a explozivului în găuri cu cuptor obținut prin lărgirea găurii de mină pe o anumită înălțime de la talpa acesteia.

4.3.2. ÎMPUȘCAREA CU EXPLOZIVI AMPLASAȚI ÎN GĂURI DE SONDĂ

Împușcarea cu explozivi amplasați în găuri de sondă se aplică, în exploatarea la zi, la extragerea rocilor sterile și substanțelor minerale utile, la săparea tranșeei, la debleieri în vederea construirii drumurilor de acces etc., în următoarele situații: cînd stabilitatea rocilor este suficientă chiar la trepte cu unghiuri de taluz de 90—65°; cînd înălțimea treptelor este mai mare de 10 m, deoarece înălțimi mai mici nu oferă avantaje importante pentru acest procedeu de lucru; în carierele unde treptele de extragere sînt deja conturate; la realizarea descoperțirilor, acolo unde morfologia terenului permite amplasarea utilajelor de forat, fără a lua măsuri suplimentare de ancorare a acestora; cînd există posibilitatea achiziționării utilajelor necesare forării găurilor de sondă și cînd se impun condiții de

granulometrie pentru materialul derocat și restricții în ceea ce privește efectul seismic al exploziei.

În general, găurile de sondă se forează vertical sau cu o înclinare corespunzătoare unghiului de taluz al treptei.

Amplasarea găurilor de sondă în lungul frontului se poate face pe un rind, pe două, pe mai multe rinduri, radial și în mănunchi sau cuiburi.

În plan, rețeaua de găuri poate fi pătratică sau triunghiulară. Schemele pătratice sînt folosite mai ales la împușcarea cu rinduri multiple în masive omogene și unde nu există tendințe de a se forma praguri la vatră. Schemele triunghiulare (șah) sînt folosite în special la amplasarea găurilor pe 2-3 rinduri și în masive la care există tendința formării pragurilor continuu pe vatra treptelor.

Deoarece împușcăturile instantanee sau cele cu întârziere nu dau totdeauna rezultate bune în ceea ce privește sfărîmarea rocilor, distanța de împrăștiere, efectul seismic, utilizarea energiei de explozie etc., în prezent s-a generalizat, în mare măsură, împușcarea cu microîntârziere.

Parametrul principal al împușcării cu microîntârziere este intervalul (treapta) de întârziere τ , a cărui mărime depinde de proprietățile fizico-mecanice ale rocilor, mărimea și amplasarea încărcăturilor de exploziv și felul împușcării. De obicei, în practică, mărimea τ_{opt} se determină din condițiile realizării unei cit mai bune și uniforme sfărîmări a rocilor. Intervalul optim dintre treptele de împușcare este cuprins între 10 și 50 ms.

În fig. XX. 22 se observă încărcarea și inițierea amestecurilor explozive simple granulare și a gelurilor explozive. Întrucît acești explozivi reclamă pentru inițiere energii

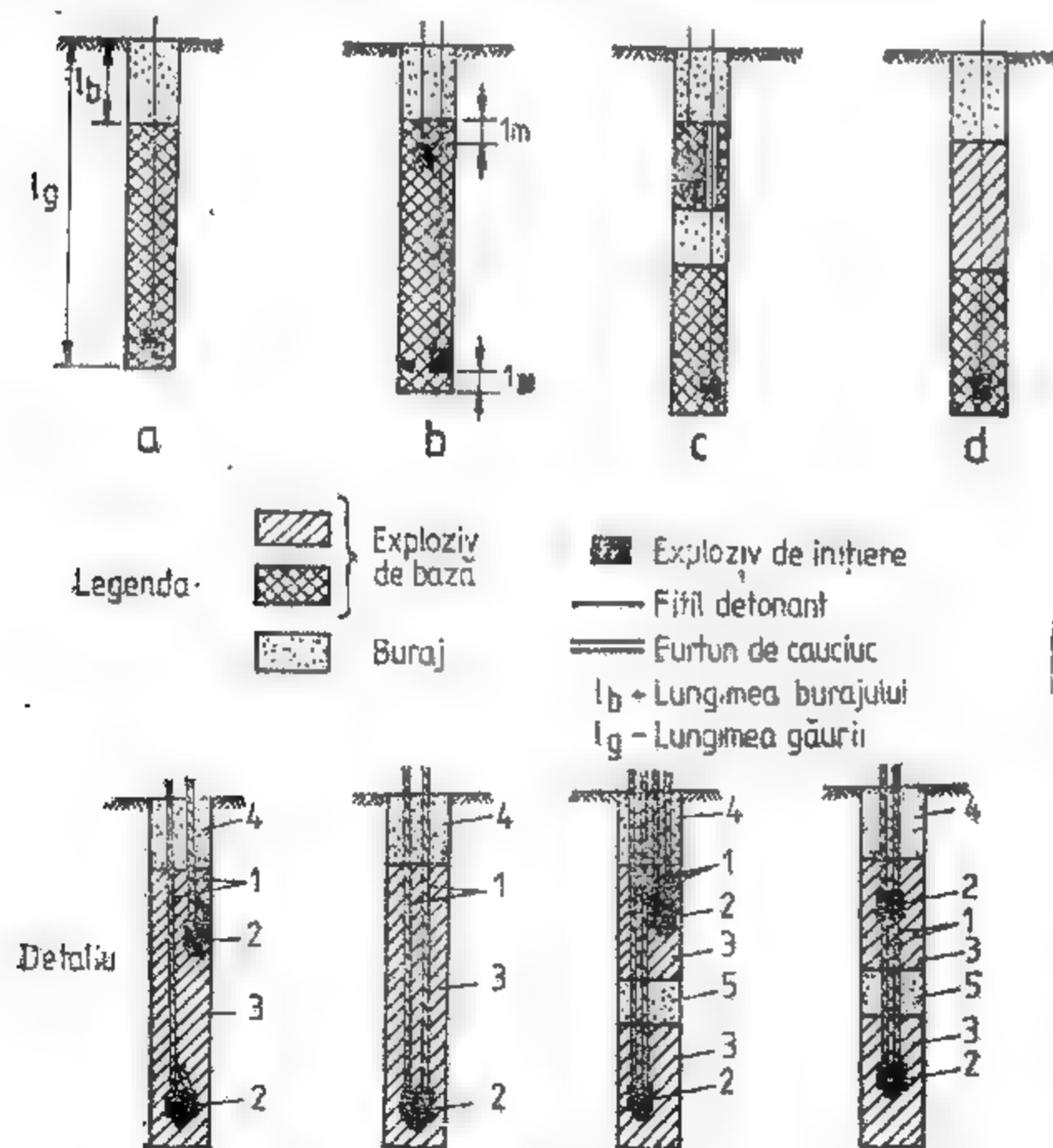


Fig. XX.22. Încărcarea găurilor de sondă și inițierea amestecurilor explozive simple granulare și a gelurilor explozive: a — o singură încărcătură de inițiere; b — două încărcături de inițiere; c — încărcături discontinue; d — mai multe tipuri de exploziv în încărcătura de bază.

Detaliu: Linii de fitil detonant pentru amorsarea încărcăturilor de inițiere: 1 — linie de fitil detonant; 2 — încărcătură de inițiere; 3 — încărcătură de bază; 4 — buraj final; 5 — buraj intermediar.

mari, în țara noastră au fost realizate în acest scop două tipuri de încărcături de inițiere cu aceeași formă (cilindrică, dimensiuni 70 mm × 70 mm și greutate 400 g) denumite TH-400 și TP-400. Încărcătura TH-400 este constituită din trotil turnat și hexogen plastifiat, iar TP-400 din trotil turnat și pentrită plastifiată. Prin încărcăturile TH-400 și TP-400 sînt practicate două găuri pentru introducerea fitilului detonat necesar amorsării încărcăturilor respective.

Încărcăturile TH-400 și TP-400 sînt rezistente la apă și au termenele de garanție de un an.

La împușcarea cu microîntârziere, repartizarea treptelor de aprindere are o importanță deosebită. În tabelul 19 sînt date diferite scheme de amplasare, de legare și inițiere a încărcăturilor de exploziv, precum și efectele ce se obțin în cazul aplicării acestor scheme.

În ultimii ani se observă o nouă orientare în domeniul dirijării energiei de explozie pentru o utilizare mai bună a ei la sfărîmarea rocilor: acțiunea multiplă a încărcăturii dintr-o gaură prin folosirea unor timpi de întârziere diferiți pentru fiecare porțiune de încărcătură din gaura de sondă.

Această metodă se numește metoda întârzierii în interiorul găurii de sondă și se realizează în două variante:

- întârziere succesivă de sus în jos (fig. XX.23, a);
- întârziere succesivă de jos în sus (fig. XX.23, b).

În prima variantă, la început se împușcă încărcătura superioară, apoi, după timpul de întârziere, determinat în funcție de tipul explozivului, proprietățile fizico-mecanice ale rocilor, mărimea intervalelor dintre încărcături etc. se împușcă și partea inferioară a încărcăturii. Pentru înălțimi de trepte de 13 — 15 m și lungimea intervalului dintre încărcături de 1 m, timpul de întârziere este de 10 — 15 ms. Întârzierea este realizată cu ajutorul unui dispozitiv de încetinire pirotehnic, care se amplasează între încărcăturile de exploziv din interiorul găurii de sondă.

În a doua variantă, succesiunea detonării este inversă primei, încetinitorul pirotehnic fiind amplasat la gura găurii de sondă. Pentru a se evita detonarea încărcăturii superioare, prin influența de la fitilul detonat al încărcăturii inferioare, acesta se izolează în partea superioară cu un tub de cauciuc, din plastic sau din lemn.

Cercetările de laborator și industriale au arătat că din punct de vedere al intensității de sfărîmă a rocilor mai bună este varianta a doua.

Metode noi de lucru. Cercetările întreprinse în ultimii ani în domeniul împușcării în exploatarea la zi au avut drept rezultat introducerea în producție a unor procedee și metodologii de lucru care duc la utilizarea într-un grad mai înalt a energiei substanței explozive, obținerea unui grad mai avansat de sfărîmă și a unei granulații omogene a materialului derocat, creșterea productivității muncii și reducerea costului pe unitatea de producție.

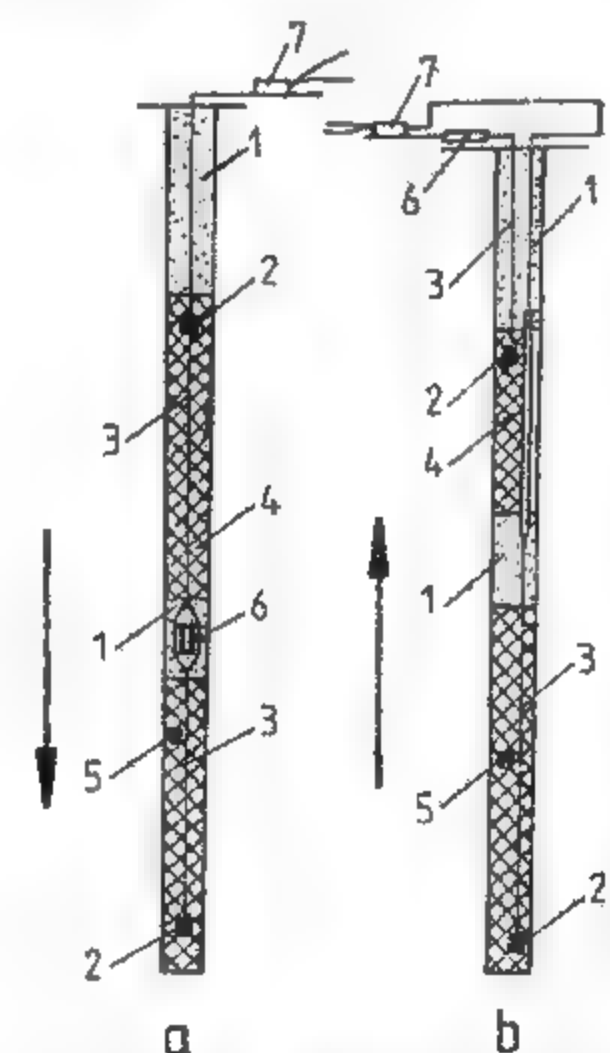




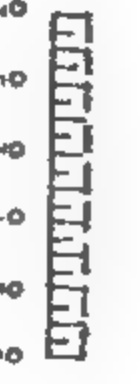


Fig. XX.23. Metoda întârzierii în interiorul găurii de sondă:





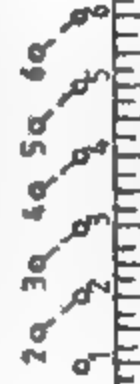

a — întârziere succesivă de sus în jos; b — întârziere succesivă de jos în sus; 1 — buraj; 2 — capse; 3 — fitil detonant; 4 — încărcătură de exploziv superioară; 5 — încărcătură de exploziv inferioară; 6 — încetinitor pirotehnic; 7 — capse.

Tabelul XX.19

Scheme de împușcate în cariere



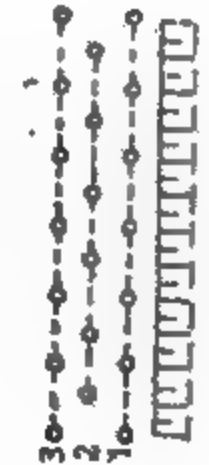



Nr. schemei	Schema de împușcare	Detalii de alcătuire a schemei	Efectele împușcării
0	2	3	4
1		Salvă instantanee	Trepidații maxime. Mare putere de aruncare
a		Serie progresivă, legare în paralel, întârziere cu o treaptă între găuri.	Trepidații minime. Sfărâmare și împrăștiere medie și mică. Consum mare de capse și multe trepte de întârziere. Resturi pe vatră.
b		Serie alternativă. Idem b.	Trepidații medii. Sfărâmare și împrăștiere medie. Sfărâmare bună când 1 se încarcă cu exploziv slab și 2 cu exploziv brizant. Consum mare de capse și mai redus de trepte de întârziere.
c		Idem c. Întârziere de două trepte între găuri.	Idem c. Intervaie mai ridicate la roci moi.
d		Progresie alternativă. Idem b.	Trepidații minime. Sfărâmare medie, împrăștiere mică. Consum mare de capse și multe trepte de întârziere.
e			

1. Schema cu un rând de găuri



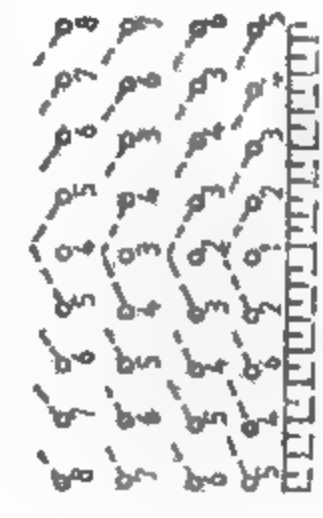

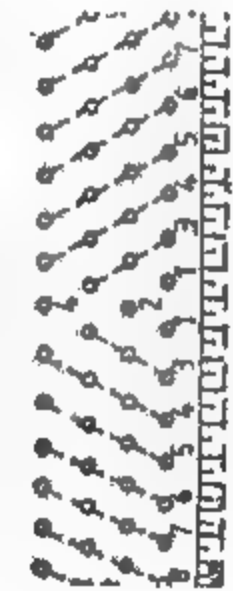
f		Progresie alternativă, legare în paralel, întârziere de două trepte între găuri.	Sfărâmare foarte bună, fiind posibilă și sfărâmare secundară datorită efectului concentric al împușcării.
g		Presiune asimetrică.	Idem e, f.
a		Amplasarea găurilor în șah. Legarea în serie a rândului 2 și a grupului de găuri cu aceeași întârziere din rândul 1. Grupele legate în paralel. Întârziere de o treaptă între găurile rândului 1 și între rândurile Rândul 2 fără întârziere. Legare simplă pt. rândul 2, poate fi folosit și fișul detonant.	Trepidații foarte mari. Sfărâmare și împrăștiere medie.
b		Idem a. Întârziere de două trepte între găurile rândului 1 și de o treaptă între rânduri. Rândul 2 fără întârziere.	Idem a.
c		Amplasarea găurilor în șah. Sîmbure lateral. Legarea în serie pe grupe de 2 găuri cu aceeași întârziere (sau cu fișul detonant), iar grupele în paralel. Întârziere de o treaptă între găurile unui rând.	Trepidații foarte mici. Sfărâmare bună, împrăștiere mică. Consum mare de capse și multe trepte de întârziere.
d		Idem c. Sîmbure central mic.	Trepidații reduse. Sfărâmare foarte bună, împrăștiere foarte mică. Trepțiile de întârziere se reduc la jumătate față de schema c.

2. Scheme cu două rânduri de găuri

Tabelul XX.19 (continuare)

0	1	2	3
	Idem d. Simbure central lărgit.	Idem d.	
e		Amplasarea pătratică a găurilor. Simbure central. Legare în serie sau paralel pe rinduri și în paralel între rinduri. Întirziere de două trepte între toate găurile din rinduri și de o treaptă între rinduri. Schemă de legare complicată.	Trepidații foarte mici. Sfărîmare bună, împrăștiere foarte mică. Consum de capse și trepte de întirziere mare.
f		Amplasarea în șah a găurilor. Intervalul de întirziere între rinduri de 25-75 ms. Schemă simplă.	În roci greu de împușcat dacă la 25 ms apar denivelări pe vatră și aruncarea materialului pe berma superioară a treptei.
a		Amplasarea în șah a găurilor. Simbure central mic. Legarea în serie-paralel sau paralel, cu fitil detonant pentru găurile cu aceeași întirziere. Întirziere de o treaptă.	Trepidații reduse. Sfărîmarea foarte bună și împrăștiere mică. Consum mic de capse și trepte de întirziere.
b		Amplasarea găurilor în șah. Simbure central lărgit. Idem b.	Trepidații foarte reduse. Sfărîmare foarte bună, împrăștiere foarte mică. Consum mare de capse și trepte de întirziere.
c		Idem c. Întirziere de două trepte între găurile dintr-un rînd și de o treaptă între rinduri.	Idem c.
d			

3. Scheme cu trei rinduri de găuri

e		Amplasarea pătratică sau în șah a găurilor. Simbure frontal.	Trepidații reduse. Sfărîmare bună, împrăștiere mică.
a		Amplasarea pătratică a găurilor. Schema fără simbure. Legarea în serie pe rinduri și în paralel între rinduri sau în paralel cu fitil detonant pentru gaură cu aceeași întirziere. Întirziere de o treaptă între grupele de găuri ale unui rînd și de două trepte între rinduri.	Trepidații mari. Sfărîmare slabă, împrăștiere mare. Se poate împușca un front lung cu un număr redus de trepte de întirziere.
b		Amplasarea pătratică a găurilor. Simbure central mic. Legare în serie pe rinduri și paralel între rinduri. Întirziere de o treaptă.	Trepidații reduse. Sfărîmare foarte bună, împrăștiere mică.
c		Amplasarea pătratică a găurilor. Simbure liniar. Legarea în serie pe rinduri și paralel între rinduri.	Trepidații medii. Putere mare de aruncare.
d		Amplasarea în șah a găurilor. Simbure prismatic vertical.	Trepidații reduse. Consum mare de capse și trepte de întirziere.

4. Scheme cu patru rinduri de găuri

Încărcături cu intervale de aer. În primul rând s-a acționat asupra modului de încărcare a explozivului în găuri lungi de sondă, renunțându-se de cele mai multe ori la încărcăturile în coloană continuă. Pentru o sfărâmare uniformă a masivului încărcăturile se așază discontinuu pe lungimea găurii, între diferitele porțiuni de încărcătură rămânând interspații de aer. Partea cea mai mare din încărcătură trebuie să se găsească în acea porțiune din înălțimea treptei care prezintă cea mai mare rezistență la explozie.

Este rațional ca intreruperile să se facă în punctele unde taluzul treptei este cel mai apropiat de gaura de sondă, sau în punctele unde din cauza fisurării ar fi posibilă scăparea gazelor de explozie. În cazul rocilor stratificate așezate orizontal, diversele părți de încărcătură se plasează în stratele cele mai groase și mai tari.

În acest caz, transmiterea detonației la fiecare porțiune de încărcătură se va face cu ajutorul fitilului detonant, introdus pe întreaga lungime a găurii. Intervalele de aer se creează prin diferite procedee: introducerea în gaura de sondă a unui „mosor” de lemn, cu lungimea egală cu înălțimea intervalului de aer; suspendarea la înălțimea respectivă a unei cantități reduse de exploziv (10–15 kg), împachetată într-un cartuş de hirtie; îngrădirea unei părți din gaură cu hirtie; introducerea în gaură a unor cilindri de hirtie, goi în interior, confecționați în cariera respectivă etc.

Împușcarea în mediu comprimat. În ultimii ani în multe cariere a fost aplicată cu succes metoda de împușcare în mediu comprimat. Împușcarea în mediu comprimat permite: executarea simultană a lucrărilor de împușcare — încărcare — transport, reducerea la minim a operațiilor ajutoare (demonterea și montarea căii ferate, a rețelei de contact, a deplasării excavatorului etc.), creșterea intensității de sfărâmare a rocilor prin mărirea eficacității gazelor de explozie, mărirea productivității excavatorului prin lucrul acestuia la o înălțime constantă de treaptă etc.

Această metodă de lucru se caracterizează prin faptul că împușcarea se efectuează deodată pe înălțimea a două sau mai multe trepte și înainte de a se evacua complet masa de rocă extrasă prin împușcarea precedentă.

Lățimea de împrăștiere a rocilor la împușcarea în mediu comprimat (fig. XX.24) este dată de relația:

$$B_0 = B \left(1 - \frac{x}{a_0} \right)^{1,2} \quad [m] \quad (4.12)$$

În care: B_0 este distanța de împrăștiere corespunzătoare unei lățimi x a zidului de sprijin (format din roci împușcate, dar neîncărcate), m;

B — lățimea de împrăștiere a rocilor la împușcarea cu două suprafețe libere, m;

a_0 — lățimea limită a zidului de sprijin pentru care, după împușcare, masa minieră nu se împrășteie, m.

În practică, pentru determinarea lățimii zidului de sprijin, un rol important îl au proprietățile fizico-mecanice ale rocilor (tăria, tenacitatea, fisurabilitatea etc.) ce influențează consumul specific de exploziv, parametrii rețelei de găuri și amplasarea încărcăturilor în gaura de sondă. Pe baza unor experiențe în cariere, s-a stabilit dependența dintre lățimea zidului de sprijin și cea a zonei de împrăștiere a rocilor împușcate pentru diferite valori ale coeficientului de tărie f (fig. XX.25).

O utilizare rațională maximă a energiei de explozie în cazul treptelor înalte se realizează prin împușcarea în mediu comprimat cu încărcarea materialului în subtrepte, cînd utilajele de încărcat și transport se așază direct pe masa de roci afinate (fig. XX.26). În felul acesta operațiile de forare-împușcare au loc independent de cele de încărcare-transport.

Împușcarea cu conturarea prealabilă a masivului de tăiat. Metoda se bazează pe faptul cunoscut că propagarea undelor de tensiune, ca și reflecția și refracția lor, urmează legile acusticii.

Pentru localizarea energiei unei de tensiune în limitele volumului de dislocat, se recurge la crearea, în jurul încărcăturii de exploziv, a unui obstacol artificial care să aibă o conductibilitate acustică net diferită de cea a mediului care se împușcă.

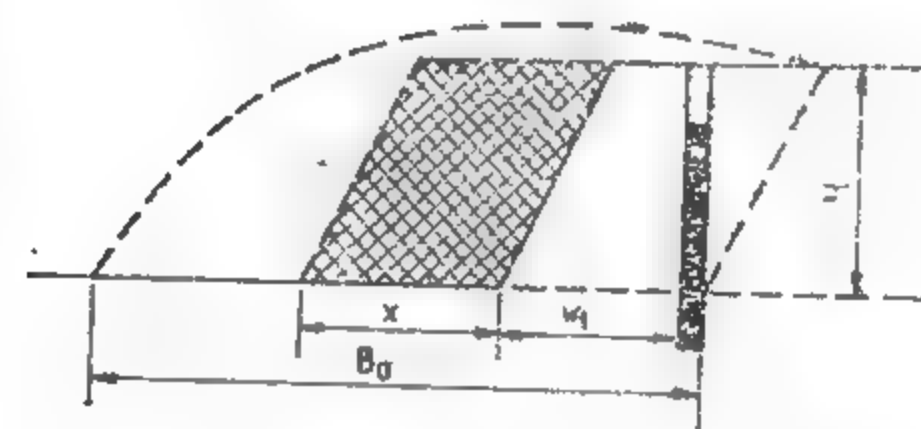


Fig. XX.24. Schema de calcul a lățimii de împrăștiere a rocilor la împușcarea în mediu comprimat.

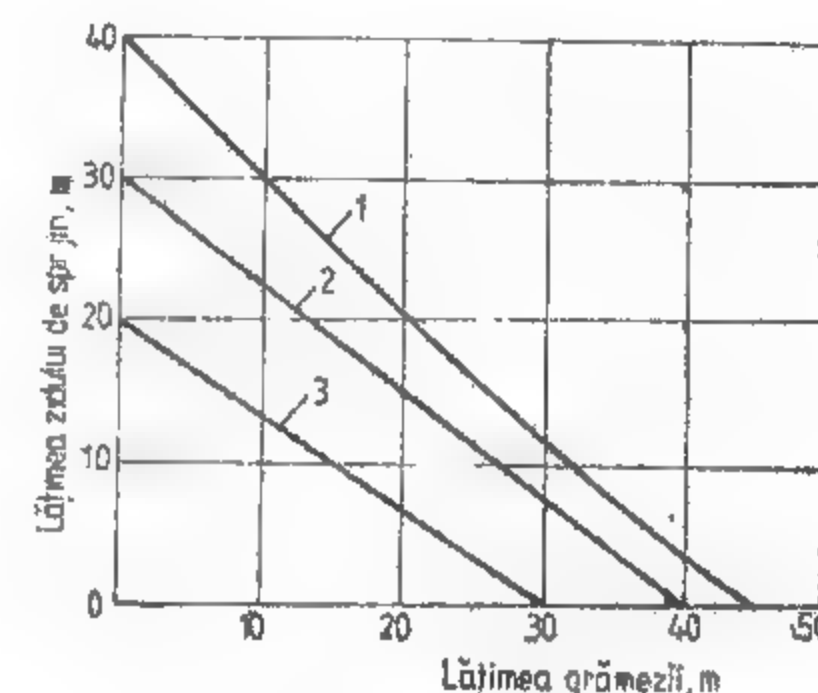
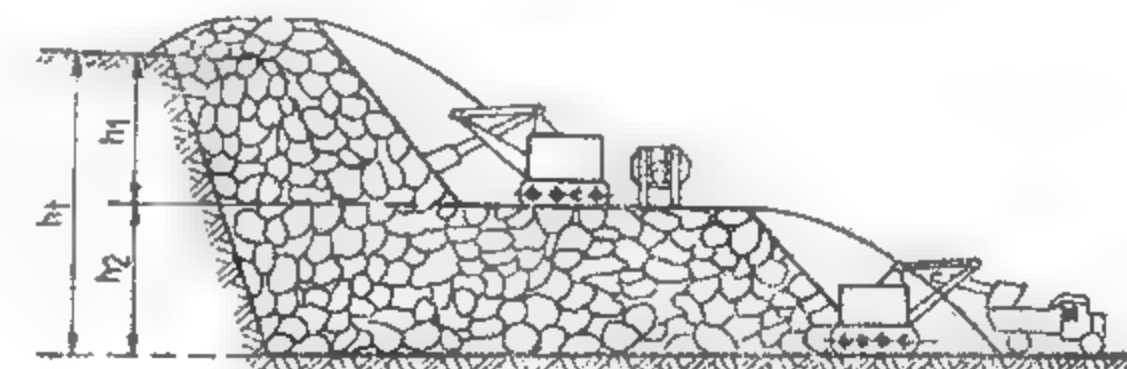


Fig. XX.25. Dependența lățimii grămezii de lățimea zidului de sprijin: 1 — roci cu $f = 16-18$; 2 — roci cu $f = 12-16$; 3 — roci cu $f = 6-12$.

Fig. XX.26. Schema de transport auto a rocilor împușcate în trepte înalte. Diagrama arată o secțiune transversală a unei trepte miniere înalte. Un camion este poziționat pe o platformă de roci afinate, în apropierea unei găuri de sondă. Etichetările includ 'h' și 'h_0'.



La executarea lucrărilor miniere la zi, acest obstacol se poate crea prin executarea sau împușcarea unui *brlu de conturare*, de la care este posibilă reflectarea energiei unei de tensiune în direcția volumului de tăiat.

Pentru realizarea brului de conturare și pentru evitarea dislocării puternice a masivului din spatele brului, se perforează găuri cu diametru de maximum 60–110 mm, care se încarcă cu încărcături dispersate, detonate instantaneu sau cu minim 70 ms înaintea detonării dispozitivului principal de găuri; aceasta pentru a se asigura un interval de timp necesar și suficient formării unei zone cu o conductibilitate acustică diferită în raport cu masivul.

Prin folosirea metodelor de împușcare cu brlu de conturare în exploatarea la zi a calcarelor și unde găurile au fost amplasate pe mai multe rânduri, după diferitele scheme de împușcare și detonante la intervale cu mică întârziere (fig. XX.27), au ieșit în evidență următoarele avantaje principale pe care le prezintă utilizarea acestui procedeu: mă-

rirea randamentului cu 15% în roca detașată pe 1 m de gaură; reducerea consumului specific de exploziv, în medie cu 25%; micșorarea dimensiunilor bucăților de rocă cu aproximativ 20%; mărirea productivității excavatoarelor în medie cu 27,5%; evitarea totală a bucăților de rocă supragabarit.

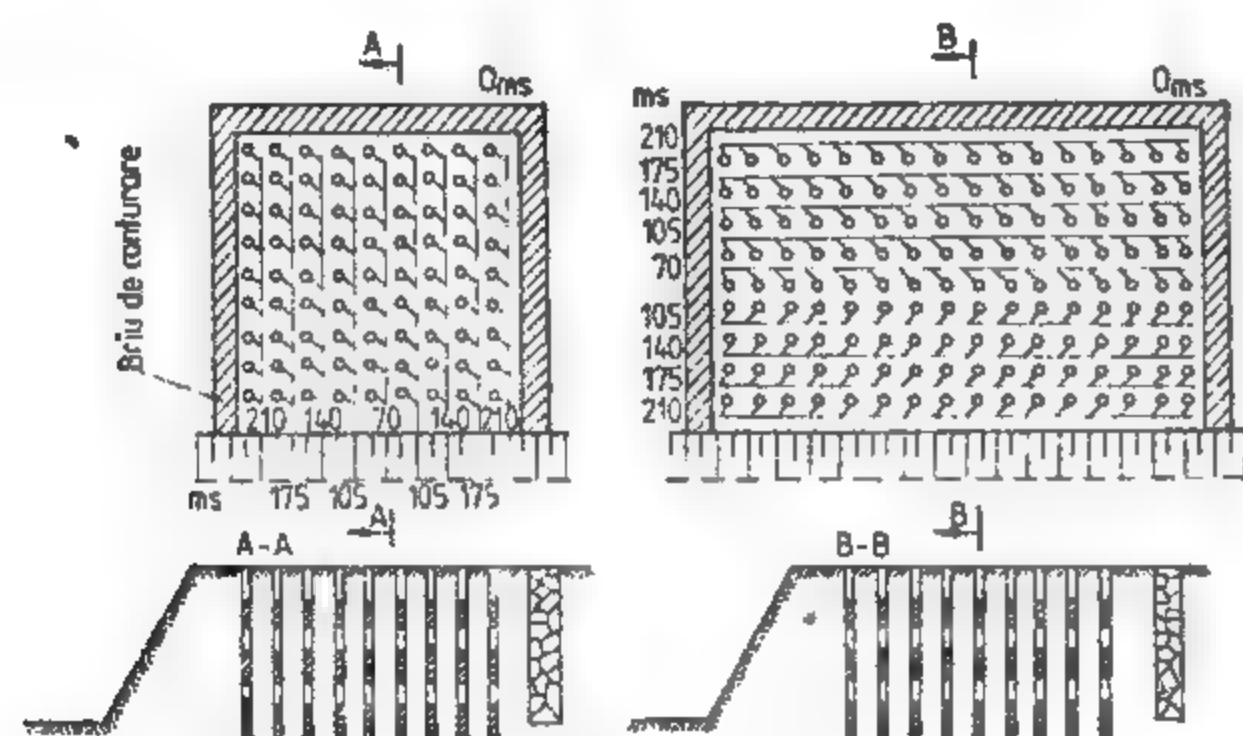


Fig. XX.27. Schema de împușcare pe mai multe rânduri de găuri cu microîntirziere, cu executarea în prealabil a briului de conturare.

În afara amplasării găurilor de sondă pe rânduri, cercetările au arătat că amplasarea acestora în cuiburi creează condiții mai bune pentru interacțiunea undelor de șoc, obținându-se astfel o creștere a energiei utile de explozie.

Principiul metodei constă în amplasarea citorva găuri de sondă paralele între ele la distanțe apropiate, formându-se echivalentul unei încărcături cu diametru mare. Găurile de sondă paralele se amplasează în mănunchiuri sau cuiburi.

4.3.3. ÎMPUȘCAREA CU EXPLOZIVI AMPLASAȚI ÎN CAMERE DE MINARE

Camerele de minare sînt excavații executate în interiorul masivului supus dislocării, care au dimensiuni mari, putînd astfel înmagazina cantități apreciable de exploziv. În funcție de configurația terenului, pentru deschiderea camerelor de minare galeriile se execută din puțuri verticale sau din galerii de coastă săpate la baza treptei.

Utilizarea puțurilor verticale pentru deschiderea camerelor de minare este avantajoasă numai la înălțimi mici de treaptă (15–20 m) și atunci cînd lipsește accesul la baza taluzului treptei de împușcat.

Conform normelor în vigoare, galeriile de coastă și cele de deschidere a camerelor de minare au, în mod obișnuit, înălțimea de aproximativ 1,5 m și lățimea de 1,0–1,2 m, iar puțurile au diametre sau dimensiuni astfel alese, încît în funcție de natura susținerii să asigure o secțiune utilă minimă de 1,2–1,5 m².

În funcție de lungimea și lățimea masivului necesar de extras, camerele de minare pot fi *unice* — cînd pentru tot frontul de lucru se amenajează numai o singură cameră —

sau pot fi *duble* și chiar *multiple*, cînd pentru același front de lucru se amenajează două sau mai multe camere (fig. XX.28).

Metoda de derocare cu ajutorul camerelor de minare este indicat să se aplice la extragerea rocilor sterile și substanțelor minerale utile în cariere, în următoarele situații cînd volumul mare al rocilor detașate compensează cheltuielile efectuate pentru multă

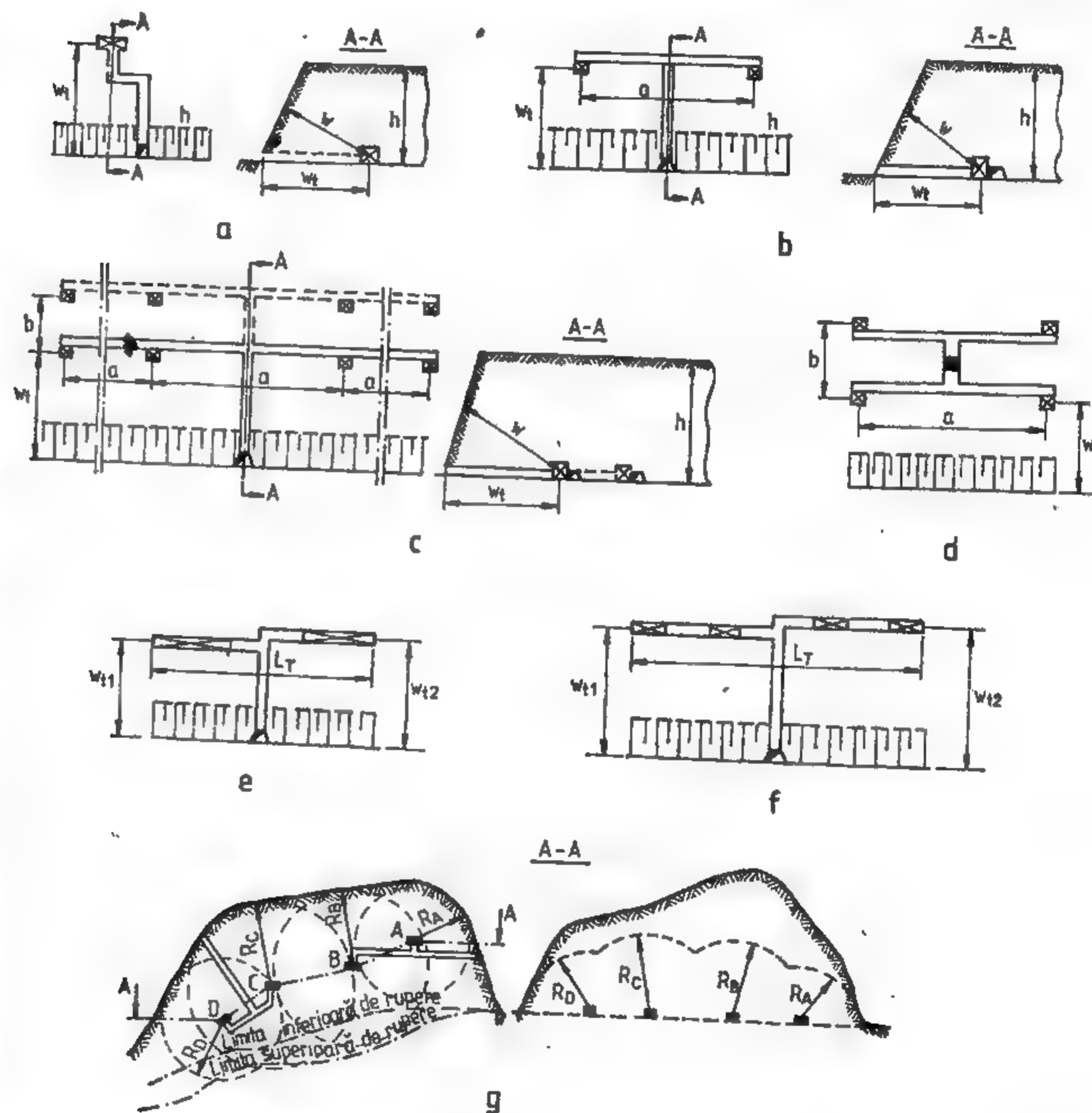


Fig. XX.28. Amplasarea galeriilor și camerelor de minare:
a — cameră unică săpată din galerie; b — camere duble; c, d — camere multiple; e — încărcături alungite; f — încărcături alungite discontinue cu intervale de aer; g — mod de amplasare a camerelor în funcție de morfologia masivului de extras.

tudinea lucrărilor miniere pregătitoare; cînd folosirea altor procedee de derocare nu este posibilă sau cînd acestea duc la un cost mult prea ridicat pe unitatea de volum derocat; la derocarea unor categorii de roci care, în cazul aplicării metodei de derocare cu găuri de sondă, ar putea duce la înfundarea acestora; la realizarea descoperărilor, acolo unde morfologia terenului prezintă pante de peste 30° și care ar reclama măsuri speciale de transport și ancorare a instalațiilor de foraj; cînd nu există restricții în ceea ce privește granulația materialului și efectul seismic nu afectează protejarea fermă a unor obiective.

Pentru a concentra la maximum încărcătura, camerelor li se dă o formă cît mai apropiată de cea cubică. În cazul necesității amplasării unor cantități mari de explozivi, camera poate avea forma de paralelipiped dreptunghiular, cruce, T, L etc., însă și în acest caz trebuie să se tindă spre o concentrare cît mai mare a încărcăturii.

Înainte de a fi încărcate, camerele de minare se verifică dacă sînt perfect uscate, dacă nu sînt posibile infiltrații de apă și dacă nu sînt fisuri sau crăpături prin care s-ar putea scurge gazele exploziei. În caz de necesitate, camera de minare se izolează contra apelor, iar cînd se observă crăpături, acestea se zidesc. Dacă crăpăturile sînt prea mari, camera se betonează sau se abandonează.

Camerele de minare se încarcă întotdeauna cu cantități mari de explozivi, motiv pentru care explozivii se introduc, de regulă, ambalați în saci sau în lăzi, așa fel încît densitatea de încărcare să fie cît mai mare posibilă. Se folosesc în special explozivi de tipul amonitelor sau amestecurilor simple. Pentru inițiere, se utilizează încărcături speciale constînd din lăzi cu dinamită, fiecare ladă conținînd cel puțin două cartușe amorsate. Explozivul de inițiere utilizat reprezintă 5—8 % din greutatea încărcăturii de bază.

Aprinderea se face pe cale electrică sau cu fitil detonant; pentru siguranță se instalează două circuite de aprindere separate. După ce cartușele armate au fost introduse în centrul încărcăturii, toate lucrările miniere de acces se ramblează cu rocă sterilă. Burajul se execută cu toată atenția, pînă la gura galeriei sau puțului de acces.

După terminarea tuturor lucrărilor se procedează la aprinderea încărcăturii. Mai întîi se încearcă aprinderea pe una din căi; în cazul cînd încărcătura nu se aprinde se recurge la cea de a doua cale.

Împușcarea în masă cu întrebuițarea simultană a unor cantități mari de substanțe explozive este o lucrare periculoasă și trebuie să se execute după un proiect tehnic dinainte întocmit, cu respectarea tuturor prevederilor de tehnica securității.

Înainte de executarea complexului de lucrări miniere și a camerelor se întocmește un proiect pe bază de măsurători topografice, cu plan de situație în proiecție orizontală și secțiuni prin camerele de minare. Proiectul întocmit cuprinde calculul încărcăturilor, planul lucrărilor de acces și al camerelor de minare; pentru aplicare el trebuie aprobat de autoritățile de control minier.

În ultimii ani au început să fie utilizate din ce în ce mai mult încărcăturile alungite continue sau cu intervale de aer, plasate pe galeriile direcționale. Prin această variantă de lucru se reduce volumul mare de săpături necesare pentru realizarea camerelor de minare. De asemenea, în multe cazuri se practică burarea naturală a căilor de acces, prin perforarea în tavanul și pereții acestora a unor găuri de mină care se încarcă cu cantități reduse de exploziv. Prin împușcarea în avans a încărcăturilor de pe galeriile de acces, la împușcarea încărcăturilor alungite sau a celor din camerele de minare, căile de acces sînt deja rambleate, ceea ce duce la scurtarea timpului pentru derocare și economisirea unei mari cantități de manoperă.

4.3.4. ÎMPUȘCAREA CU EXPLOZIVI AMPLASAȚI ÎN CAMERE DE MINARE ȘI GĂURI DE SONDĂ

Tehnologia de lucru cu explozivi amplasați în camere de minare și găuri de sondă (fig. XX. 29) se aplică mai rar și anume numai în cazul unor trepte cu înălțimea peste 30 m. Prin aplicarea acestei tehnologii de lucru se urmărește eliminarea dezavantajelor

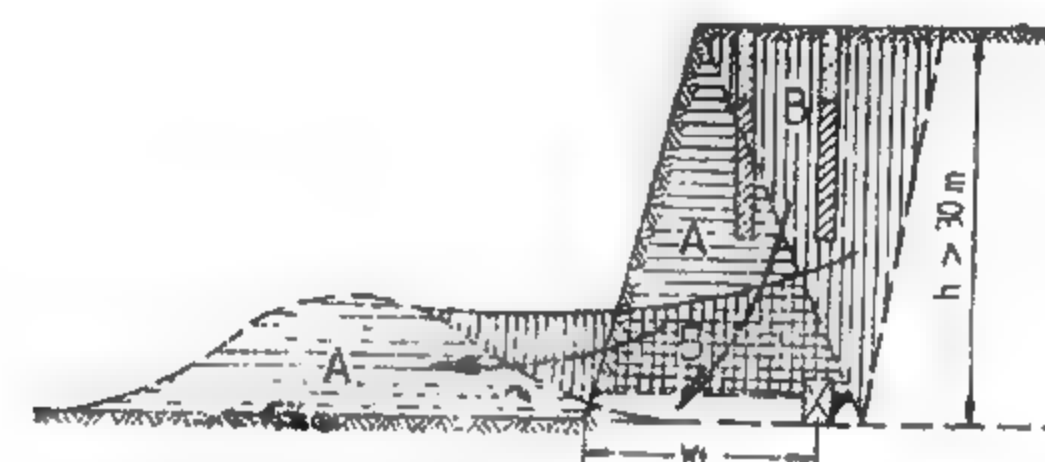


Fig. XX.29. Extragerea treptelor de înălțime mare cu ajutorul camerelor de minare și a găurilor de sondă.

extragerii cu camere de minare în ceea ce privește prelucrarea taluzului și procentul mare de supragabarite de mari dimensiuni.

Tehnologia combinată necesită o bună corelare a parametrilor de amplasare și împușcare (camere și găuri de sondă), existînd pericolul apariției de balcoane sau de denivelări la vatră. În vederea diminuării acestor efecte negative, de o mare importanță este ordinea de împușcare. Numărul de rînduri de camere și amplasarea acestora este condiționată de numărul maxim de rînduri de găuri de sondă care se împușcă într-o repriză. Atît încărcăturile din camerele de minare cît și cele din găurile de sondă sînt dublu amorsate.

Ca material exploziv de bază se folosește amestecul exploziv AM-1, iar pentru inițiere dinamită II sau astralită, care reprezintă 5—8 % din greutatea încărcăturii de bază.

Parametrii de bază la extragerea cu explozivi amplasați în găuri de mină, găuri de sondă și camere de minare sînt prezentați în Secțiunea XVII. *Procedee de extragere.*

4.4. MĂRUNȚIREA SECUNDARĂ A BLOOURILOR NEGABARIT

După efectuarea exploziei urmează realizarea a două operații care se execută simultan cu operațiile de încărcare și transport al materialului dislocat.

Prima operație constă din desprinderea bucăților de minereu sau rocă sterilă care au rămas agățate sau înțepenite, în urma exploziei, pe taluzuri, fără a cădea și care s-ar putea desprinde ulterior, dînd naștere la accidente. Această operație de curățire se continuă și mai tirziu, pe măsura încărcării materialului afinat din front.

A doua operație constă în *spargerea blocurilor mari*, de minereu și roci sterile, obținute la împușcarea frontului de lucru, care din cauza dimensiunilor necorespunzătoare (negabarite) nu pot fi încărcate de excavator și nu pot trece prin gura de alimentare a primului concasor.

În cazul utilizării unor excavatoare de mari dimensiuni în fronturile de încărcare, dimensiunile maxime a bucăților de minereu admise la încărcare sunt determinate de dimensiunile gurii de alimentare a concasorului primar. Tendința de a reduce la minim volumul lucrărilor de mărunțire secundară, care sunt destul de costisitoare, a dus la o tot mai largă folosire a concasoarelor de dimensiuni mari în faza inițială a concasării.

În practică se folosesc curent două metode de mărunțire secundară a blocurilor de dimensiuni mari: metoda prin împușcare și metoda sfărâmării mecanice.

Mărunțirea prin împușcare. La utilizarea explozivilor pentru mărunțirea secundară, încărcăturile se introduc în găurile de mină perforate în blocurile de roci care urmează a fi împușcate sau se folosesc încărcături aplicate, deschise (fig. XX.30).

Procedeul găurilor de mină se folosește în cazul unui procent mare de material de dimensiuni mari, iar procedeul încărcăturilor aplicate se folosește în cazul unui procent mic de material de dimensiuni mari precum și în cazurile când lucrările de împușcare secundară au un caracter temporar.

La utilizarea primului procedeu (fig. XX.30, a) se perforază găuri de mină cu lungimea minimă cuprinsă între 0,3—0,5 din diametrul mediu al blocului, care se încarcă și se împușcă în mod obișnuit. Avantajul metodei cu găuri de mină constă în consum redus de explozivi, dar necesită un volum mare de lucrări pentru perforare și alimentare cu aer comprimat.

La utilizarea celui de-al doilea procedeu, pentru realizarea încărcăturii aplicate se așază pe fața blocului mai multe cartușe dintr-un exploziv brizant, printre care unul amorsat (fig. XX.30, b). Cartușele se acoperă cu un strat de nisip fin, sau de argilă, care

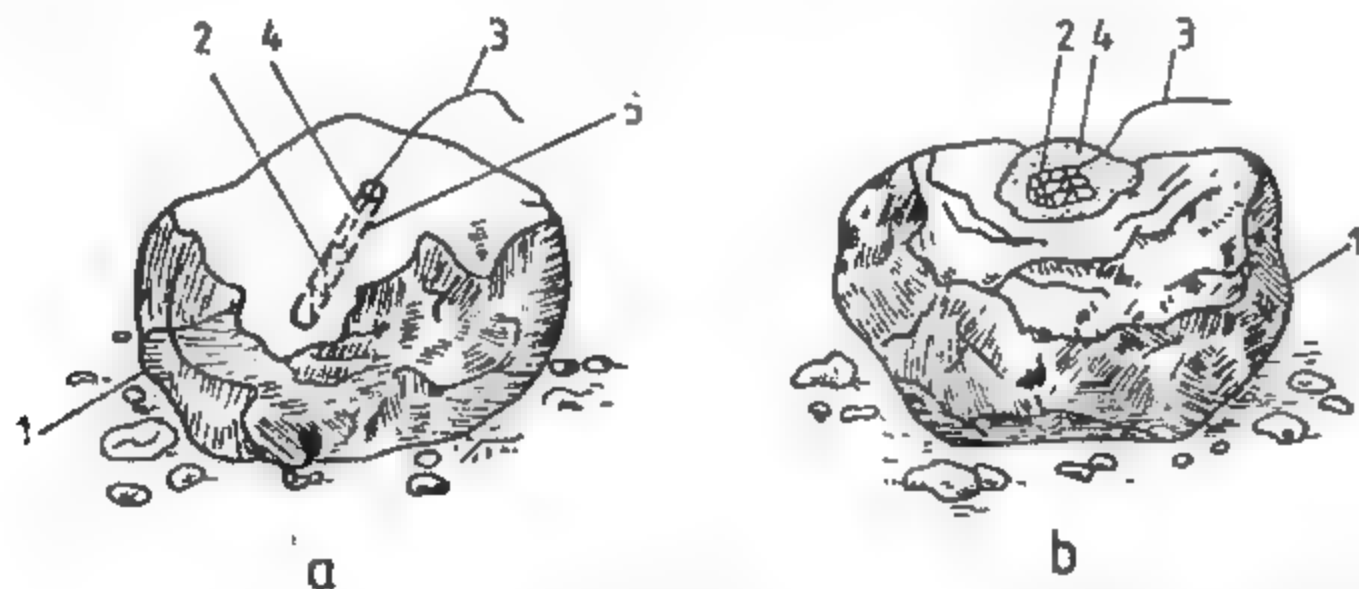


Fig. XX.30. Împușcarea secundară a blocurilor negabarite:
a — găuri de mină; b — încărcături aplicate; 1 — bloc de rocă; 2 — exploziv;
3 — fitil; 4 — burai; 5 — gaură de mină.

se presează ușor peste încărcătură. Apoi încărcătura se aprinde. Încărcătura aplicată se poate realiza și dintr-o anumită cantitate de exploziv pulverulent pe bază de azotat de amoniu, sub forma unei movițițe în care se introduce amorsa cu fitilul. Împușcarea cu încărcături aplicate este simplă, dar neeconomică, din cauza consumului mare de substanță explozivă. Pentru micșorarea acestui consum se recomandă folosirea încărcăturilor cu efect cumulativ.

Consumul de substanțe explozive, la utilizarea încărcăturilor aplicate deschise, se ridică la 1,5—2,5 kg pentru 1 m³ de rocă care urmează a fi împușcată secundar, și 0,05—0,07 kg la 1 m³ din întreaga masă de roci extrase.

Sfărâmarea secundară a minereului în frontul de lucru cu ajutorul lucrărilor de perforare-împușcare este metoda cea mai utilizată, dar, prezintă o serie de dezavantaje esențiale, care se reflectă în mod nefavorabil atât asupra întregii organizări a lucrărilor în front, cât și asupra indicilor tehnico-economici. Dintre dezavantajele cele mai importante ale sfărâmării secundare cu ajutorul lucrărilor de perforare-împușcare se menționează: necesitatea întreruperii lucrărilor în front în timpul împușcării, cu întreruperea rețelelor de iluminat și de forță ale sectorului sau ale întregii cariere; costul ridicat al rețelei de aer comprimat; consumul specific ridicat de explozivi, în cazul folosirii încărcăturilor deschise; necesitatea protejării mașinilor sau a îndepărtării lor din fronturile de lucru etc.

Mărunțirea prin sfărâmare mecanică. Pentru a evita dezavantajele pe care le prezintă mărunțirea secundară cu ajutorul explozivilor, în ultimii ani au început să fie folosite din ce în ce mai mult dispozitive mecanice care folosesc greutatea în cădere liberă sau spărgătoare mecanice de roci pentru mărunțirea secundară a blocurilor negabarite.

Mărunțirea mecanică este folosită în carierele de dimensiuni mari, acolo unde volumul de lucrări pentru mărunțirea secundară este destul de mare. În acest scop se folosesc excavatoare pe șenile, echipate cu un braț de aproximativ 15 m și cu un berbec. Berbecul are o greutate de 3—6 t și este confecționat din oțel forjat sau din fontă cu nichel. El este atașat de cablul excavatorului și prin cădere repetată poate sparge blocuri de 20—30 t fiecare.

Procedeul mecanic de sfărâmare a materialului de dimensiuni mari cu ajutorul unei greutăți în cădere liberă este simplu, sigur, lipsit de pericol și cel mai ieftin dintre toate procedeele de sfărâmare. Folosind lovituri repetate se poate obține orice grad de sfărâmare.

Spărgătoarele mecanice sunt utilaje de tipul unor perforatoare grele, montate pe suporti solizi și folosite pentru mărunțirea blocurilor negabarite provenite de la împușcare primară în cariere.

Spărgătoarele de roci lucrează după sistemul percutant și sunt acționate pneumatic sau hidraulic, având frecvență și energie de lovire foarte ridicată.

În cazul rocilor de tărie mare și foarte mare, factorul hotărâtor pentru sfărâmare este frecvența loviturilor, ceea ce permite aducerea rocii în stare de vibrație, pe cînd în cazul rocilor de tărie medie, cum ar fi de exemplu calcarele, energia loviturilor joacă rolul principal în mărunțire.

În cariere se utilizează, de obicei, spărgătoare de roci la care energia de lovire atinge cel puțin 1300 J/percuție.

Susținerea spărgătoarelor de roci se face de către excavatoare lopată mecanică acționate hidraulic.

Productivitatea spărgătoarelor de roci variază direct proporțional cu mărimea blocurilor primare și a celor rezultate după mărunțire și invers proporțional cu tăria rocilor. În cazul rocilor de tărie medie și a mărunțirii unor blocuri cu volum de peste 1,0 m³ productivitatea spărgătoarelor ajunge la 80 m³/h.

Toate spărgătoarele hidraulice sunt alimentate de la sistemul hidraulic al excavatorului pe care sunt montate. Spărgătoarele acționate pneumatic sunt alimentate de la un compresor, de obicei montat pe excavator, a cărui debit depășește cu aproximativ 20 % debitul necesar spărgătorului.

Utilizarea în cariere a spărgătoarelor de roci prezintă o serie de avantaje comparativ cu mărunțirea prin împușcare, dintre care se amintesc: activitatea de mărunțire secundară se poate suprapune cu alte operații de la frontul de lucru și se poate executa la orice oră din timpul schimbului; riscuri de accidente mai puțin numeroase; zgomot redus; lipsa șocului seismic; productivitatea înaltă și cost redus.

De mai mulți ani, în carierele cu producții mici, acolo unde volumul lucrărilor este redus, sînt utilizate *penele hidraulice* pentru mărunțirea secundară a blocurilor negabarit.

Prin folosirea penelor hidraulice la sfărîmarea secundară a blocurilor negabarit se obține: securitate deplină a lucrărilor, lipsa undelor de șoc și a materialului aruncat, proces tehnologic continuu etc.

5. EXTRAGEREA ROCILOR MOI ÎN CARIERE

Mecanizarea extragerii și încărcării rocilor de tărie mică și medie, în exploatarea la zi, se realizează cu ajutorul excavatoarelor. Tot cu ajutorul excavatoarelor se realizează încărcarea rocilor tari și foarte tari extrase din masiv prin lucrări de perforare-împușcare.

Excavatoarele sînt mașini autopropulsate acționate cu motoare cu ardere internă, Diesel electrice sau electrice de mare randament.

După modul de lucru se cunosc două mari clase de excavatoare: 1) *excavatoare cu acțiune intermitentă*; 2) *excavatoare cu acțiune continuă*.

Excavatoarele cu acțiune intermitentă au o singură cupă și după modul de legare al cupei cu brațul de acționare se deosebesc două tipuri principale: — excavatoare cu legătura rigidă între cupă și braț; — excavatoare cu legătura flexibilă între cupă și braț.

Excavatoarele cu acțiune continuă au mai multe cupe, iar construcția lor se bazează pe două principii: — excavatoare cu fixarea cupelor tăietoare pe un lanț fără fine; — excavatoare cu fixarea cupelor tăietoare la periferia unui disc care se rotește.

5.1. EXCAVATOARE CU ACȚIUNE INTERMITENTĂ

Excavatoarele cu acțiune intermitentă sînt întrebuintate, în exploatarea la zi, pentru excavarea și încărcarea rocilor în vehicule de transport sau pentru excavarea și depunerea rocilor în depozit. Toate excavatoarele cu acțiune intermitentă sînt astfel construite încît în timp ce șasiul cu dispozitivul de deplasare rămîne fix, partea superioară se poate roti în jurul unui pivot cu 180–270° sau 360°.

După tipul sistemului de comandă se construiesc excavatoare cu comenzi: mecanice, hidraulice, pneumatice, electrice și combinate (mecano-hidraulic, mecano-pneumatice și electro-hidraulice).

În funcție de puterea lor sau de capacitatea cupei, excavatoarele cu o cupă se împart în trei clase de construcție: mică, medie și mare. În cadrul fiecărei clase se deosebesc trei modele: model ușor, mediu și greu.

— Excavatoarele mici, cu capacitatea cupei de 0,24–1,5 m³, pot fi echipate și lucra ca: excavator cu cupă dreaptă, draglină, graifer, excavator cu cupă întoarsă și în plus macara și sonetă.

— Excavatoarele medii, cu capacitatea cupei de 1,7–4,0 m³, pot fi echipate și lucra ca: excavator cu cupă dreaptă, draglină și graifer.

— Excavatoarele mari, cu capacitatea cupei peste 5 m³, sînt întrebuintate pentru executarea lucrărilor de descoperire. Aceste excavatoare sînt construite numai în varianta cu cupă dreaptă sau în varianta draglină.

5.1.1. EXCAVATORUL CU CUPĂ DREAPTĂ (LOPATĂ MECANICĂ)

Cu toată marea diversitate a tipurilor de excavatoare cu o cupă, construcția lor generală este în principiu aceeași, diferența constînd numai în soluții constructive de detaliu.

Excavatorul cu o cupă (fig. XX.31) este compus din trei subansambluri principale și anume: A — cadrul inferior cu mecanismul de deplasare; B — platforma rotitoare cu sistemul de acționare, mecanismele și comenzile; C — echipamentul de lucru.

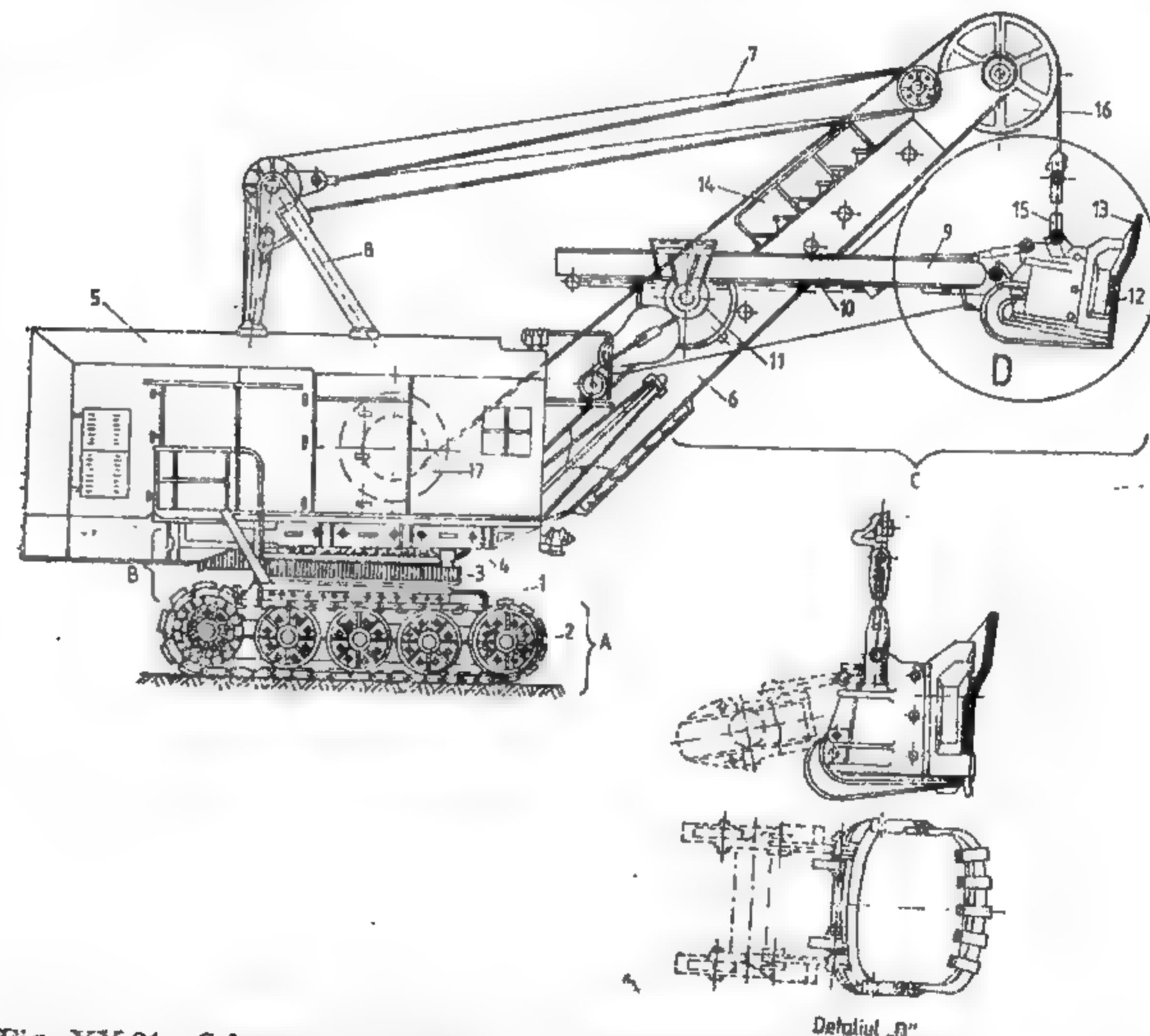


Fig. XX.31. Schema constructivă a excavatorului lopată mecanică (cu lingură dreaptă):

1 — cadru inferior; 2 — șenile; 3 — coroană dințată; 4 — platformă rotitoare; 5 — cabină; 6 — brațul excavatorului; 7 — cabluri de susținere a brațului; 8 — ramă pentru fixarea cablurilor 7; 9 — mînerul cupei; 10 — cremalieră; 11 — mecanism de împingere; 12 — cupă; 13 — dinți; 14 — cablu de ridicare a cupei; 15 — articulație pentru cablul de ridicare; 16 — molete; 17 — trolu de ridicare.

Caracteristicile tehnice ale principalelor tipuri de excavatoare

Indicatori	Tipul					
	E-03	Mb.2; Ry.1	MC	E-2510	E-301	Ry-150
Volumul cupei, m ³	0,3	1,0	1,4	2,5	3	1,5
Lungimea brațului de sprijin, m	4,90	6,10	7,4	8,8	10	6,50
Lungimea minerului cupei, m	2,30	4,9	6,20	7,10	—	—
Înclinarea brațului de sprijin, grade	—	45; 60	45,60	45; 52; 60	45; 52; 60	45; 60
Raza maximă de excavare la nivelul bazei excavatorului, m	—	5,6; 5,0	6,5; 5,9	—	—	—
Raza maximă de excavare, m	5,90	10; 9,3	11,4; 10,6	13,4; 13,0; 12,5	—	10,35; 9,70
Raza maximă de descărcare, m	5,40	9,2; 8,5	10,5; 9,7	12,1; 11,7; 11,2	13,2; 12,0; 10,3	9,50; 8,40
Înălțimea maximă de excavare, m	6,30	7,8; 8,4	8,4; 10,6	8,6; 10; 11,0	10,3; 11,8; 13,2	7,8; 8,40
Înălțimea maximă de descărcare, m	2,90	5,1; 7,0	5,9; 8,1	7,4; 7,0; 6,6	—	5,75; 6,45
Raza de rotire a cabinei, m	2,6	3,53	4,03	4,80	—	3,53
Presiunea specifică pe sol, N/cm ²	—	9	9,5	13	12,4	9,7-10
Greutatea excavatorului, kN	110	402	590	727	200	404
Lățimea drumului în vehiculare, m	3,0	—	4,5	—	—	—
Înclinarea drumului, grade	22°	20°	20°	—	—	20°

Tabelul XX.20

Gopată mecanică (cupă dreaptă) folosite în România

excavatorului

SC 3801	E-302	SE-3	ESE 8001	E-2002	EKG 4.6	EVG-4	EVG-6
2,8	4,0	3...5	8...12	2-3	4,6	4-5	6
—	4,6	10,5	13,36	8-6	10,6	20,5	30
—	—	—	11,32	6,1	7,3	12,9	20
—	45	45	47	45	45	55	45
8,5	—	—	12,0	7,4	8,2	14,3	20,3
9,7	14,3	14,0	18,34	11,5	14,4	23,4	35
—	12,9	12,78	16,3	10,8	12,65	20,9	33,3
11,0	10,3	9,68	14,0	9,3	10,2	20,4	27,4
—	—	6,6	8,3	6,0	6,3	16	22
3,7	—	—	8,16	4,2	5,25	7	10
12,2	18,6	18	20,5	12	21,5	22	28
750	1090	1720	3710	792	1620	3300	5820
3,5	—	5,20	7,0	5,1	5,24	6,9	11,2
—	—	12°	12°	20°	12°	7°	7°

Ciclul de lucru al cupei începe prin așezarea acesteia în punctul cel mai de jos al taluzului treptei, după care urmează ridicarea cupei cu ajutorul troliului, al cărui cablu trece peste scripetele brațului de sprijin, cu împingerea simultană a brațului cupei prin acționarea angrenajului cremalierii. La construcțiile fără angrenaj cu cremalieră, brațul de sprijin nu este fix și, prin înclinarea sa, împinge brațul cupei — simplu articulat cu cel de sprijin — înspre taluz. Prin aceste mișcări, cupa se umple cu materialul excavat. Cupa ridicată este adusă, prin rotirea cabinei, deasupra vasului de transport și golită prin acționarea unui clichet cu arc, tras cu ajutorul unui cablu subțire. Prin coborțirea cupei, capacul, constituind fundul cupei, se închide, iar cupa este adusă din nou în poziție de încărcare.

Excavatorul funcționează în același loc, atât timp cât raza de acțiune a cupei permite încărcarea acesteia, după care el se deplasează înspre taluz și ciclul reîncepe. Durata unui ciclu la o viteză medie a mișcărilor de acționare a unui excavator de mare capacitate este de cel mult 40—45 s. Această durată depinde de capacitatea cupei, de unghiul de rotire pe care trebuie să-l facă excavatorul pentru descărcarea cupei și, în principal, de modul de acționare al acestuia. La excavatoarele cu motor Diesel, mișcările se efectuează pe rând. Excavatoarele cu acționare electrică permit suprapunerea mișcărilor și dispun de două sau trei motoare.

În ultimul timp, excavatoarele cu o cupă, cu capacitatea acesteia de până la 5 și chiar 7 m³, sînt acționate hidraulic. Caracteristic pentru această acționare a excavatoarelor este faptul că mișcările echipamentului de lucru sînt executate cu ajutorul unor cilindri hidraulici (fig. XX.32).

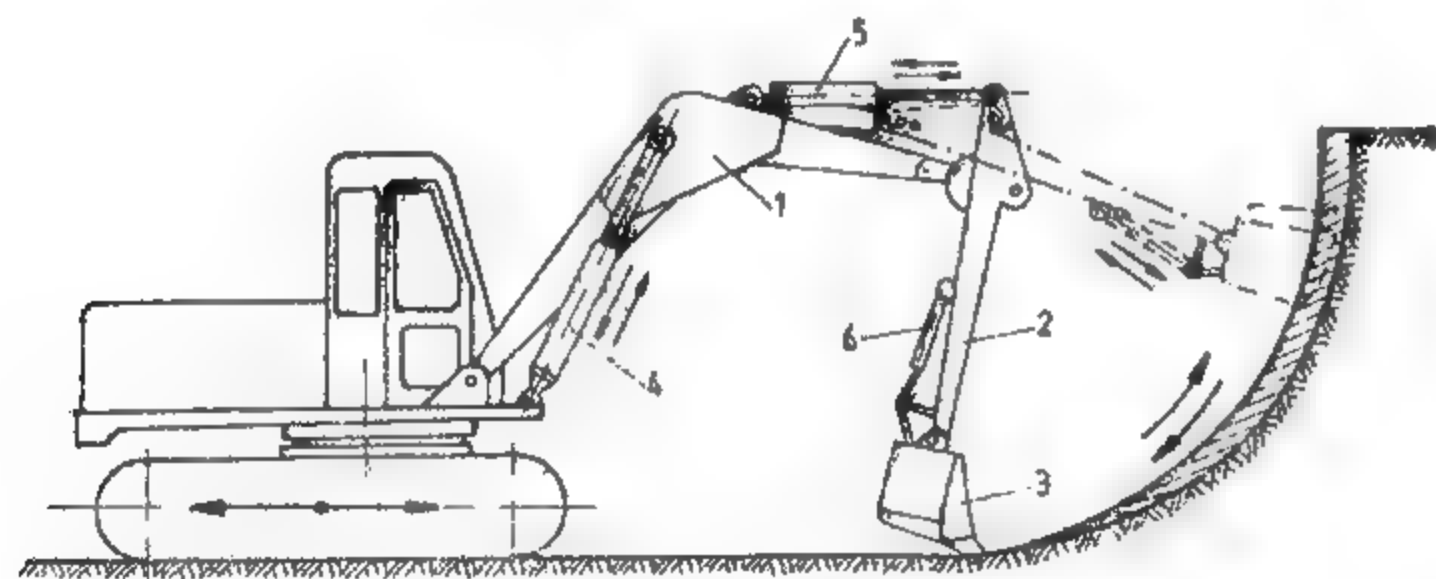


Fig. XX.32. Excavator hidraulic cu cupă dreaptă:

1 — braț; 2 — miner; 3 — cupă; 4 — cilindrul brațului; 5 — cilindrul minerului; 6 — cilindrul cupei.

Dimensiunile principale de lucru ale unui excavator lopată mecanică pot fi urmărite în fig. XX.33 și sînt în funcție de capacitatea cupei, lungimea brațului și lungimea cozii cupei.

Valoarea parametrilor de lucru ai excavatorului se modifică în funcție de unghiul de înclinare α al brațului de sprijin. Cu brațul așezat mai aproape de verticală se mărește înălțimea dar se reduce corespunzător raza de acțiune a excavatorului. Brațul așezat mai aproape de orizontală sau mai puțin înclinat mărește raza de acțiune și micșorează înălțimea de excavare a utilajului.

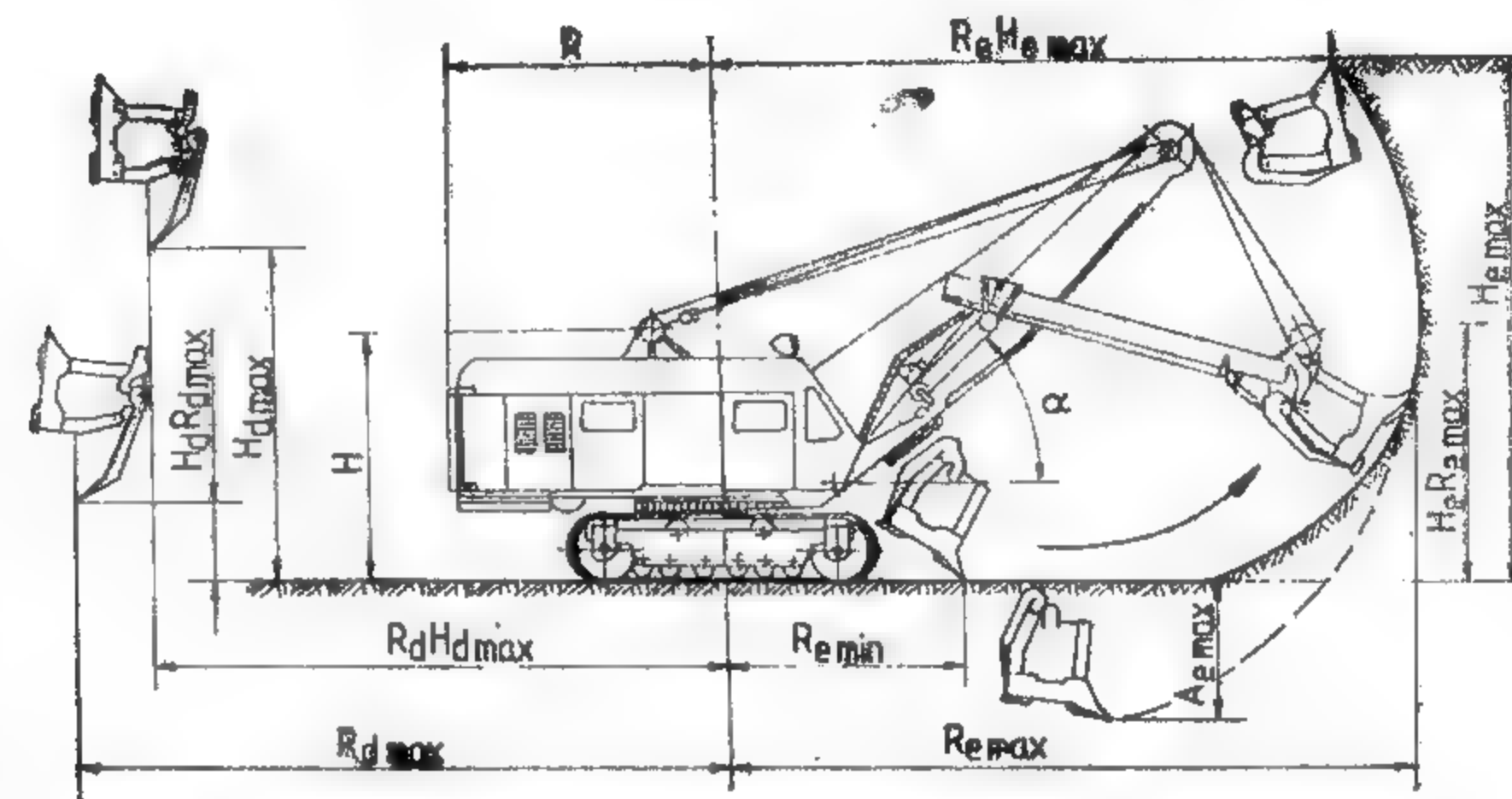


Fig. XX.33. Dimensiunile de lucru ale excavatorului cu cupă dreaptă:

R_e este raza de excavare, adică distanța pe orizontală de la axul de rotație a excavatorului până la muchia tăietoare a cupei; acest parametru poate avea o valoare maximă $R_{e\max}$ și o valoare minimă $R_{e\min}$; $H_{e\max}$ — înălțimea maximă de excavare; $R_{d\min}$ — raza minimă de descărcare; $H_{d\max}$ — înălțimea maximă de descărcare; $A_{e\max}$ — adâncimea maximă de excavare; $R_{eH_{e\max}}$ — raza de excavare la înălțimea maximă de excavare; $R_{dH_{d\max}}$ — raza de descărcare la înălțimea maximă de descărcare; $H_{dR_{e\max}}$ — înălțimea de descărcare la raza maximă de descărcare; R — raza de rotație a părții posterioare a cabinei; H — gabaritul de înălțime a excavatorului.

Raza de rotație a părții posterioare a cabinei determină poziția pe care excavatorul o poate ocupa în frontul de lucru, iar gabaritul înălțimii determină posibilitatea de trecere sub obstacole a excavatorului cu echipamentul de lucru demontat.

Caracteristicile tehnice și de exploatare ale unor excavatoare cu o cupă răsplindit pe șantierele țării noastre sînt date în tabelul XX.20.

Executarea lucrărilor. Extragerea și încărcarea rocilor sau substanțelor minerale utile cu ajutorul excavatorului cu cupă dreaptă se poate executa în diferite moduri, după cum se prezintă în fig. XX.34.

5.1.2. EXCAVATORUL CU CUPĂ INVERSĂ

Majoritatea excavatoarelor cu cupă inversă construite în prezent sînt acționate hidraulic (fig. XX.35). Manevrarea brațului 1, în acest caz, se face cu cilindrul hidraulic 4. Rotirea minerului cupei 2, față de braț, se execută cu cilindrul hidraulic 5. Aceste excavatoare sînt prevăzute și cu un cilindru 6 pentru bascularea cupei 3.

Excavatoarele cu cupă inversă acționate hidraulic execută excavarea, în principal, prin manevrarea minerului cu cilindrul 5. În roci slabe se poate executa excavarea și numai prin bascularea cu cilindrul 6. Aceste excavatoare pot executa excavații și deasupra nivelului de staționare, iar prin combinarea celor trei mișcări se pot realiza, în funcție de condițiile impuse, diferite traiectorii de săpare.

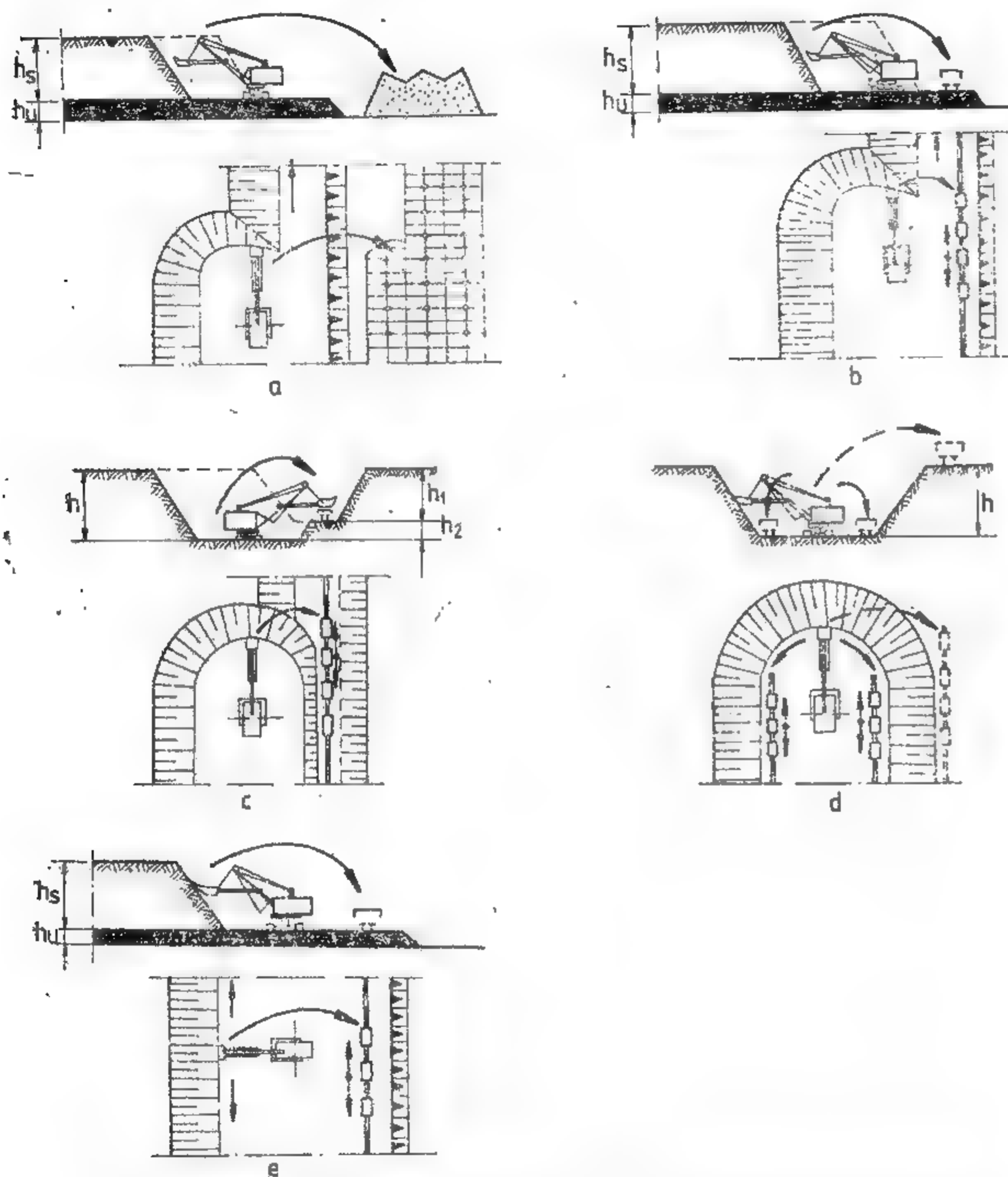


Fig. XX.34. Scheme de executare a lucrărilor cu excavatorul cu cupă dreaptă :

a — excavare în bloc și descărcare în haldă. Schema se aplică în cazul metodelor de exploatare cu depozitarea directă a sterilului în spațiul exploatat; b — excavare în bloc și încărcarea laterală la același nivel — încărcarea rocii sau substanței minerale utile se face în mijloace de transport care circulă pe căi sau drumuri amenajate paralel cu frontul treptei la același nivel cu excavatorul; c — excavare în bloc și încărcarea laterală la nivel superior. — Schema se aplică la săparea tranșelor de mare adâncime și lățime și, de asemenea, în carierele unde extragerea treptelor se face în subtrepte; d — excavare în front unit — Schema se aplică la săparea tranșelor și la deschiderea fronturilor inițiale de lucru în cariere; e — excavarea frontală și încărcarea laterală la același nivel. — Schema se întinde în carierele unde se întrebunțează front de lucru pe front de treaptă.

Echipamentul de lucru cu cupă inversă se folosește de obicei la excavatoarele universale, cu cupă de 0,15—1,50 m³ capacitate. Recent au apărut și excavatoare hidraulice a căror cupă a ajuns la 8,8 m³. Parametrii de lucru ai acestui excavator sînt marcați în fig. XX.36. Întrucît la acest echipament nu există un mecanism special de împingere a cupei, iar greutatea proprie a brațului este redusă, durata ciclului de lucru este mai mare

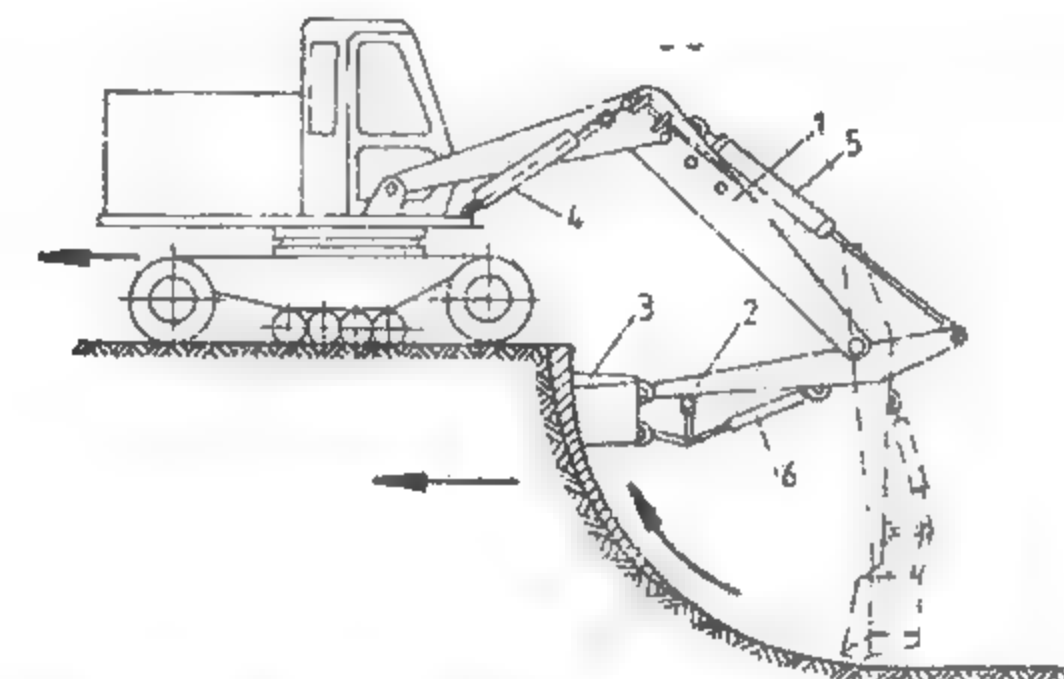


Fig. XX.35. Excavator cu cupă inversă cu acționare hidraulică.

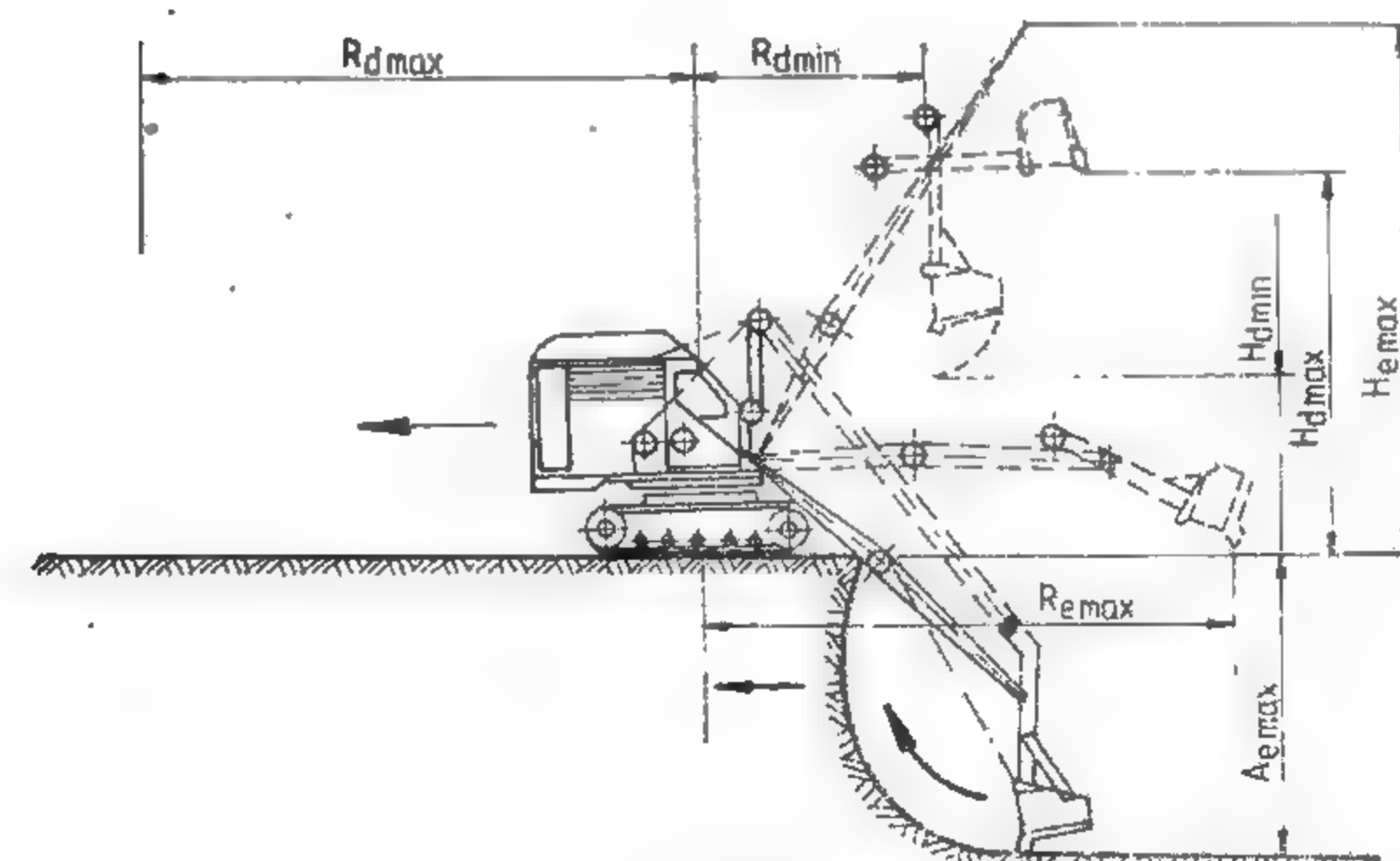


Fig. XX.36. Dimensiunile de lucru ale excavatorului cu cupă inversă :

$A_{e\max}$ — adâncimea maximă de excavare; $R_{e\max}$ — raza maximă de excavare; $H_{e\max}$ — înălțimea maximă de excavare; $R_{d\max}$ — raza maximă de descărcare; $H_{d\max}$ — înălțimea maximă de descărcare; $R_{d\min}$ — raza minimă de descărcare; $H_{d\min}$ — înălțimea minimă de descărcare.

decît la excavatorul cu cupă dreaptă, cu 15—20% și, ca urmare, productivitatea este mai scăzută.

Executarea lucrărilor. Cupa inversă este folosită mai ales pentru executarea gropilor mici de fundație și a tranșelor de fundație pentru clădirile industriale și civile, a tranșelor pentru conducte, a canalelor, a tranșelor de asecare etc. Ea poate lucra

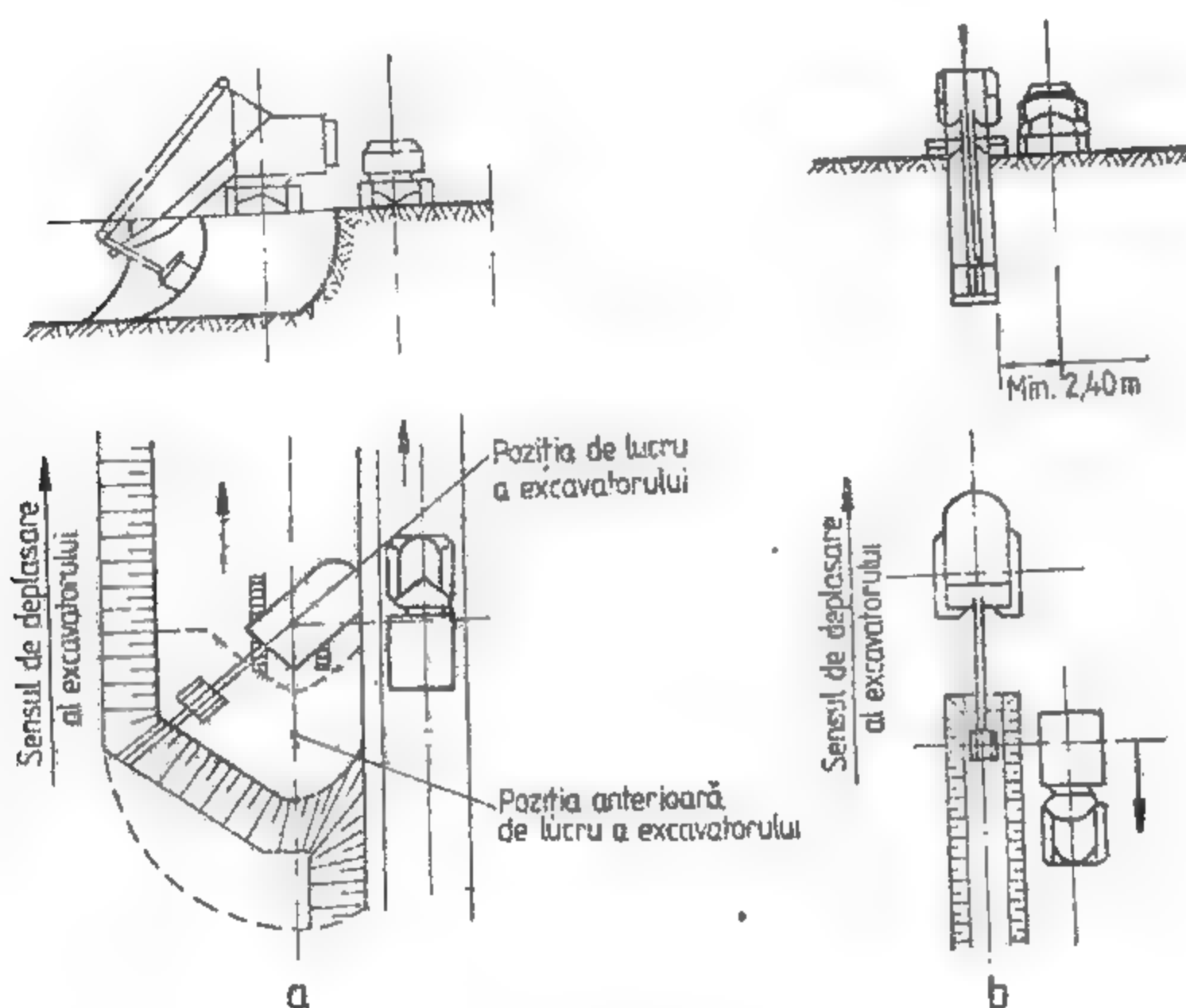


Fig- XX.37. Schemele de executare a lucrărilor cu excavatorul cu cupă inversă.

atît cu descărcarea rocilor în haldă, cît și cu descărcarea acestora în vehiculele de transport. În fig. XX. 37 se prezintă schemele de lucru ale excavatorului cu cupă inversă în blocuri (spații largi, fig. XX 37, a) și în tranșee (spații înguste, fig. XX.37, b).

5.1.3. EXCAVATORUL TIP DRAGLINĂ

Dintre excavatoarele cu o cupă avînd leagătura flexibilă între brațul de susținere și cupă, cel mai reprezentativ și cu productivitatea cea mai mare este draglina (fig. XX.38), care se deosebește de lopata mecanică prin faptul că se înlocuiește minerul rigid al cupei printr-un cablu.

După cum se vede din fig. XX.38, prin coborîrea cablului 1, cupa se așază pe suprafața terenului sau a materialului care urmează a fi excavat și transportat. Lăsînd liber

cablul 1 și trăgînd de cablul 6, cupa se tirăște, iar dinții 8, sub acțiunea greutății proprii, pătrund în material și cupa se încarcă. Ea are forma paralelipipedică cu pereții superior și frontal — în poziție de încărcare — liberi.

Ținînd în tensiune cablul 6 și trăgînd de cablul 1, cupa încărcată este ridicată spre vîrfurile brațului. Prin rotirea cabinei, brațul aduce cupa deasupra punctului de descărcare unde, prin slăbirea cablului de tragere 6, cupa rămîne suspendată de lanțurile 2

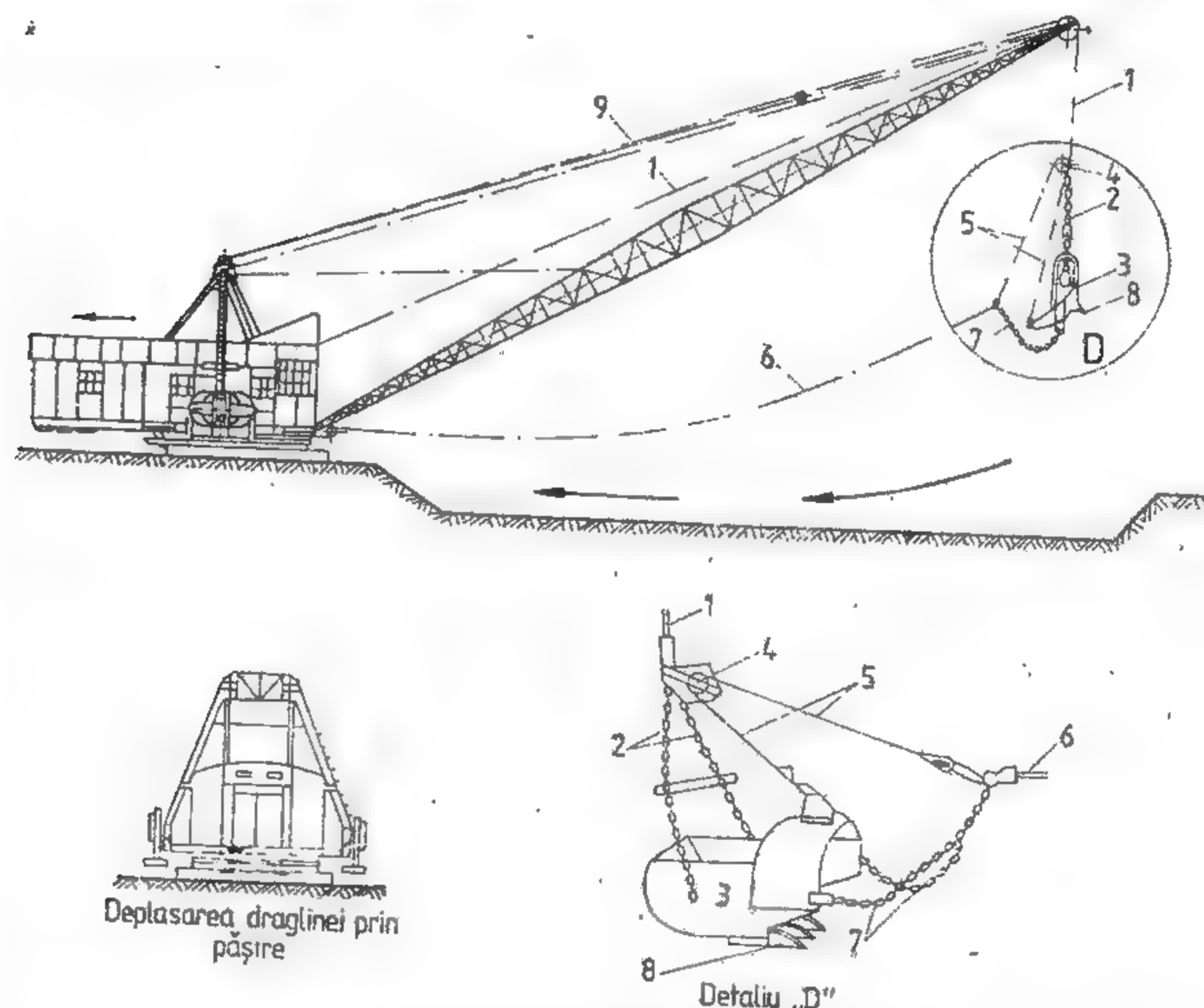


Fig. XX.38. Excavatorul tip draglină :

1 — cablu de ridicare; 2 — lanțuri laterale posterioare; 3 — cupă; 4 — scripete; 5 — cablul de încălecare; 6 — cablu de tragere; 7 — lanțuri laterale anterioare; 8 — dinții cupei; 9 — cablurile de susținere a brațului draglinei.

cu pereții frontal în jos, producînd astfel căderea materialului. În lanțurile 2 este fixată o tijă intermediară a cărei lungime este ceva mai mare decît lățimea exterioară a cupei, astfel încît cupa să se poată roti liber între lanțurile 2. După golirea cupei, excavatorul se rotește din nou spre frontul de lucru și ciclul de lucru reîncepe.

Existența legăturii flexibile dintre cupă și braț asigură funcționarea cu succes a draglinei numai în roci moi. Extragerea rocii cu draglina se execută în fronturi situate sub nivelul planului platformei sau bermei pe care se

găsește și vehiculează excavatorul. Raza mare de acțiune și posibilitatea excavării terenului moale și a terenului sub apă, inferior nivelului platformei excavatorului, este un avantaj deosebit al draglinei. Uneori draglinele sînt folosite pentru excavarea deasupra nivelului de vehiculare, dar în acest caz lucrează cu o productivitate mult mai redusă. Productivitatea draglinei este ceva mai mică decît aceea a lopeților mecanice

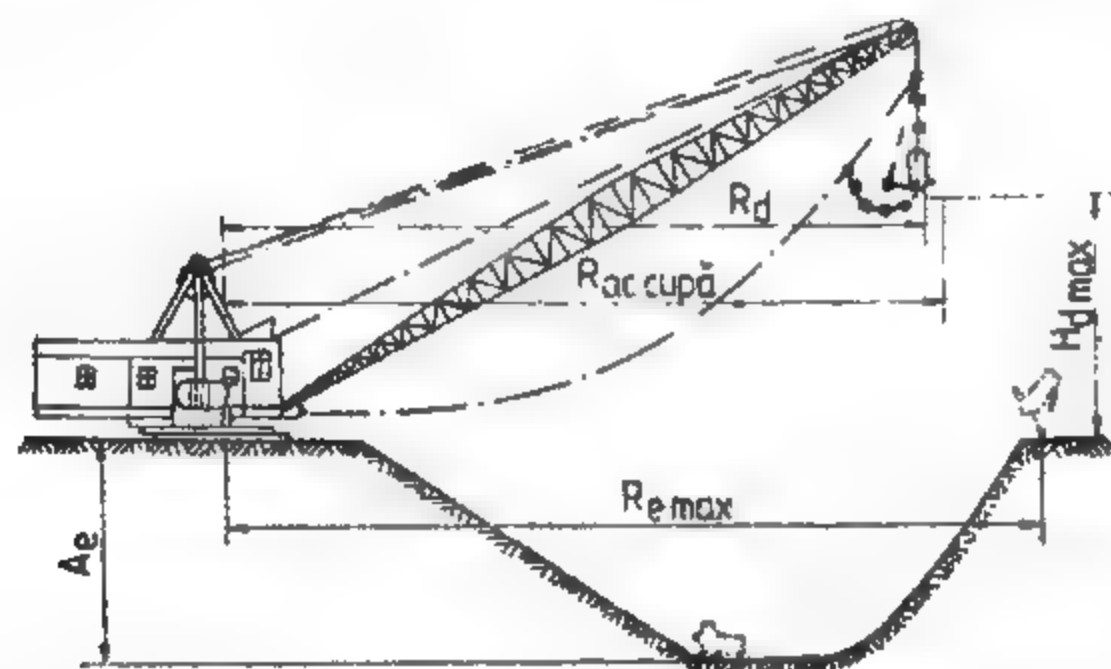


Fig. XX.39. Dimensiunile de lucru ale draglinei:

R_{max} — raza maximă de excavare; $R_{ac\ cupa}$ — raza de acțiune a cupei; R_d — raza de descărcare a cupei; A_e — adâncimea de excavare; $H_{d\ max}$ — înălțimea maximă de descărcare.

și, în cazul aceleiași capacități a cupei la lucru în roci moi reprezintă aproximativ 80% din productivitatea lopeților mecanice. În fig. XX.39. sînt indicate caracteristicile de funcționare ale draglinei.

Excavatoarele de tip draglină cu parametri funcționali mari sînt utilizate în cazurile cînd materialul excavat este totodată și transbordat în locul de haldare sau depozitare. Prin mărimea săgeții, a razei de acțiune, cît și prin presiunea mică pe unitatea de suprafață a terenului, ele își găsesc o largă aplicare în regiuni predispușe la alunecări de teren.

În tabelul XX.21 sînt prezentate caracteristicile tehnice ale unor excavatoare echipate draglină, folosite în mod curent pe șantierele țării.

Executarea lucrărilor. Cu excavatorul de tip draglină se poate excava și frontal, cu depunerea materialului în haldă sau cu transportul acestuia. La excavarea laterală (fig. XX.40, a) rezultă o lățime a fișei săpate destul de mică, din cauza pericolului de a se forma o prismă de alunecare sub draglină. Excavarea laterală se folosește la executarea săpăturilor de descărcare în halde locale, în special la săparea șanțurilor de drenare din exploatarea la zi.

La excavarea frontală (fig. XX.40, b) lățimea tranșeei sau frontului de lucru poate să ajungă pînă la dublul razei de excavare, iar adâncimea de săpare poate fi mult mai mare decît în cazul precedent. Avantajul excavării frontale constă în posibilitatea executării tranșeelor cu taluzuri abrupte, care nu se pot realiza la excavarea laterală, din cauza pericolului surpării.

În fig. XX.40, c este prezentat modul de lucru a draglinei la descoperirea straturilor de substanță minerală utilă, cu depunerea directă a sterilului în spațiul exploatat.

Excavatoarele moderne cu o cupă de clasă mică și medie pot fi trecute, fără modificări costisitoare, de la o formă și destinație la alta. Aceste agregate, pe lângă echipa-

mentele și utilizările prezentate, mai pot fi echipate și folosite ca graifare, niveletoare, sonete pentru baterea pilonilor sau macarale de ridicare.

La alegerea utilajului de excavare-incărcare în carieră trebuie să se țină seama de următorii factori: caracteristicile rocilor de excavat și încărcat; dimensiunile geometrice ale locului de muncă, capacitatea de producție necesară de realizat și caracteristicile cons-

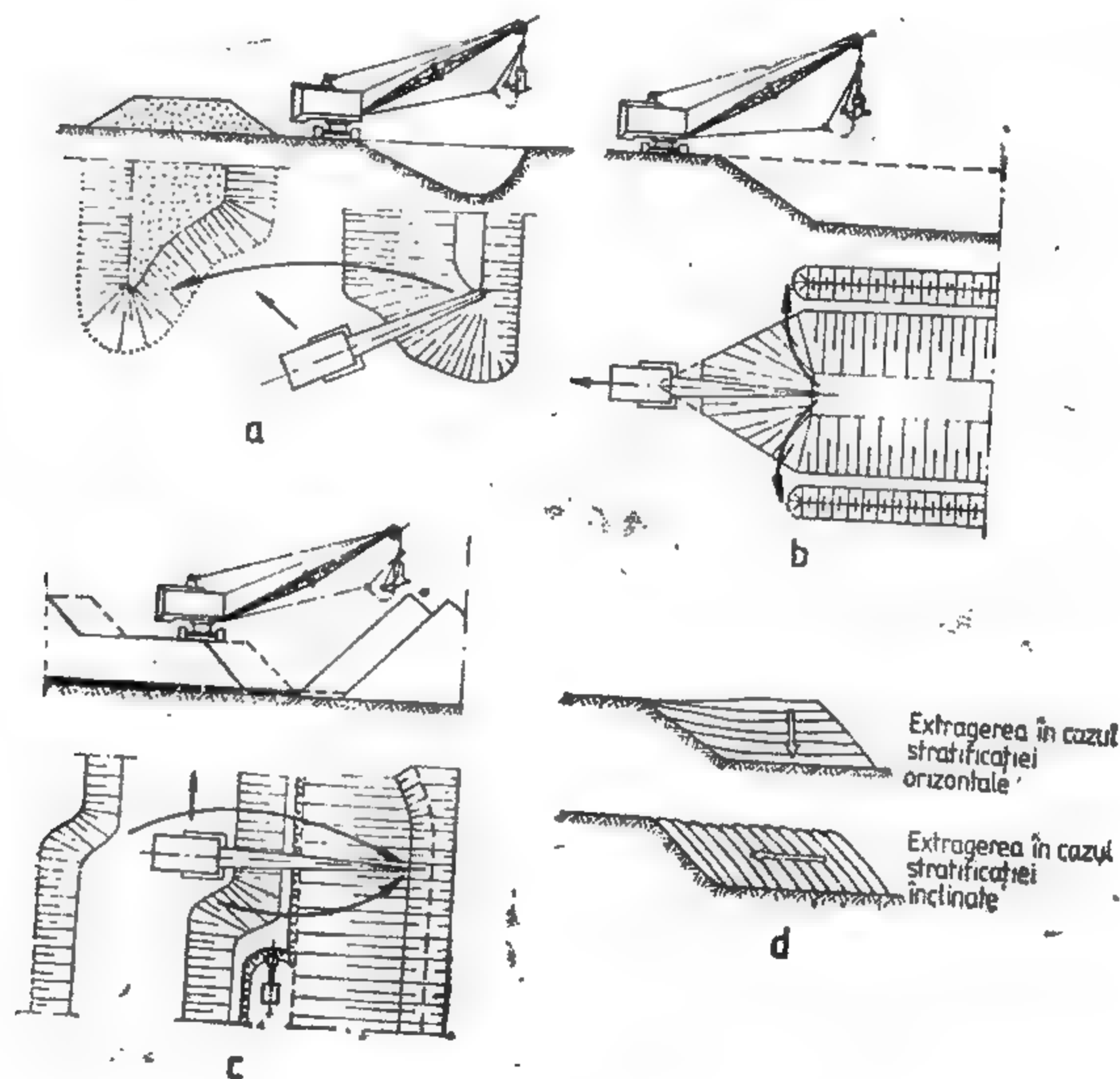


Fig. XX.40. Scheme de lucru cu draglina:

a — săparea șanțurilor—excavare laterală; b — săparea șanțurilor—excavare frontală; c — descoperirea—excavare frontală; d — moduri de excavare în funcție de stratificarea rocilor.

tructiv-funcționale ale tipurilor de excavatoare posibile de aplicat. Atunci cînd pot fi folosite mai multe utilaje în același scop, criteriul de alegere a acestora sînt costurile. Eficacitatea utilajului este legată atît de asigurarea funcționării extensive la întreaga capacitate a acestuia, cît și de asigurarea utilizării intensive la întreaga capacitate a res-tului utilajelor din fluxul tehnologic.

Caracteristicile tehnice ale excavatoarelor echipate draglină folosite curent în România

Tipul excavatorului	Capacitatea cupei [m ³]	Lungimea brațului [m]	Unghiul de înclinare a brațului [grade]	Raza maximă de excavare [m]	Adâncimea maximă de excavare de la suprafață [m]	Raza maximă de descărcare [m]	Înălțimea maximă de descărcare [m]	Masa netă [m]
E-03	0,35	10,50	30	12,70	5,30	10,00	4,47	11,25
E-302			45	10,10	4,20	8,30	6,30	
		8,00	30	9,20	3,60	7,80	7,80	11,40
E-353	0,35	11,00	45	8,40	3,00	6,50	4,50	11,60
			30	12,20	3,50	10,40	5,40	
E-05	0,50	10,00	45	11,10	4,80	8,70	6,53	22,20
			30	11,10	4,40	10,00	3,50	
E-505 A	0,50	13,00	30	14,30	6,60	12,50	5,30	23,05
E-651			45	13,20	5,90	10,40	8,00	
E-652		11,00	30	12,50	—	10,70	3,80	18,05
			45	11,40	—	9,00	6,10	
D-051	0,50	14,00	30	15,50	—	13,30	5,30	18,70
			45	14,10	—	11,10	8,00	
		10,00	30	11,00	4,40	9,90	3,77	22,20
			45	10,20	3,80	8,38	5,50	
KM-503	0,50	13,00	30	14,30	6,60	12,56	5,30	
			45	13,20	5,90	10,50	8,00	
DH-801	0,5-0,6	8-14	30-50	0,8-17,0	4,5-7,5	6,1-13,1	2,0	20,1
DH-1201	0,8-1,2	8-17	30-50	8,0-22,0	4-8,5	6,0-15,63	8,7	30
		11,00	30	13,00	3,50	10,90	3,40	30,50
			40	12,00	2,50	9,20	5,70	
E-754	0,75	15,00	30	16,50	6,00	14,00	5,40	
			45	14,50	4,50	13,00	8,50	22,25
UB-75	0,60	10,00	30	11,10	4,90	10,20	3,70	
			55	8,15	3,00	7,25	6,90	23,00
UB-80	0,60	13,00	25	16,00	5,50	13,30	2,9/3,20	
	1,00		45	13,00	4,50	10,80	6/7/7,00	

E-1001	1,00	12,50	30	—	5,50	12,20	3,50	32,77
	0,75	15,00	45	—	4,40	10,20	6,10	
			30	—	7,80	14,40	5,20	
			45	—	5,70	12,00	8,30	
E-1003 A	1,00	12,50	30	14,30	6,00	12,40	4,00	40,40
E-1004 A			45	12,90	5,10	10,40	6,50	
E-1003	1,00	15,00	30	16,80	7,50	14,60	5,50	
E-1004			45	15,20	6,80	12,20	8,80	
KU-1001	1,00	13,00	30	14,40	5,80	12,80	4,20	40,50
			45	13,20	4,90	12,80	6,90	
HY1 (Mb2)	1,05	16,00	30	17,50	8,00	10,80	5,70	
UB-120	1,20	10,90	45	16,20	7,10	15,40	9,00	
			25	14,23	4,25	11,70	2,25	36,80
			40	13,27	4,00	10,16	4,50	
			25	17,60	5,96	14,66	3,23	40,76
			40	16,90	5,66	11,87	7,21	
KU-1206	1,00	13,00	30	14,40	6,20	12,80	4,20	38,40
			45	13,20	5,40	10,80	6,90	
E-1251	1,00	16,00	30	17,50	8,50	15,40	5,70	38,90
E-1252			45	16,20	7,60	12,90	9,00	
MC	1,60	12,50	30	14,30	6,00	12,40	4,00	39,80
			45	12,90	5,10	10,40	6,50	
RY-150	1,05	15,00	30	16,80	7,80	14,60	5,50	40,70
M & H-M152	1,05	14,40	45	15,20	6,80	12,20	8,80	
			25	16,20	4,90	13,70	2,90	
E-2510	2,00	20,00	30	22,20	9,60	11,80	5,60	33,70
			45	20,40	8,60	11,80	4,30	
ES-1	3,46	38,0	25	42,00	—	34,00	17,00	103,80
			35	—	—	—	—	164,00
ES-4/40	4,0	44,0	25,35	38,00	20,5	39,5	—	17,40
ES-5/43	5,4	45,0	25,35	—	20,5; 18,5	49,5	30; 23	18,60
ES-6/60	6,0	60,0	30	56,00	—	57,0	—	52,00

În prezent, marile firme constructoare de utilaj minier pentru cariere construiesc excavatoare cu acțiune discontinuă, cu capacitatea cupei din ce în ce mai mare. Acest lucru se datorește în primul rând marilor avantaje pe care le prezintă aplicarea metodelor de exploatare cu depozitarea directă a stérilului în spațiul exploatat.

Astfel, se fabrică în lume excavatoare cu cupă dreaptă, cu capacitatea cupei de 2—15 m³ pentru lucru în front, cu transportul rocii, numite excavatoare de treaptă și excavatoare cu capacitatea cupei de 15—35 m³ pentru excavarea și depozitarea descoperitei direct în spațiul exploatat, numite excavatoare pentru descoperire. De asemenea, se fabrică mai multe tipuri de dragline cu capacitatea cupei de 4—50 m³ și lungimi ale săgeții de 115—125 m.

În România, la Întreprinderea de Utilaj Greu „Progresul” Brăila, se fabrică excavatoare cu cupă de 8,0 m³, acționate electric și excavatoare cu cupă de 2,8 m³ acționate hidraulice.

Făcînd o comparație între excavatoarele cu cupă dreaptă și dragline, se constată că cele cu cupă dreaptă au o mare stabilitate, sînt mai productive și pot lucra și în roci de tărie mare, pe cînd draglinele au o greutate mai mică la aceeași capacitate a cupei, dau presiuni pe sol mai mici, au o rază de acțiune mai mare, lucrează bine la strate cu acoperișul neregulat și în roci moi, sînt mai ieftine și reclamă o întreținere mai mică și mai ușoară.

5.2. EXCAVATOARE CU ACȚIUNE CONTINUĂ

Construcția excavatoarelor cu acțiune continuă a marcat, în ultimul timp, o puternică dezvoltare, ca urmare a necesității ridicării producției și productivității muncii în exploatarea la zi. La aceste utilaje operațiile de excavare, transport și descărcare se execută în mod continuu.

5.2.1. EXCAVATOARE DE TIP ELINDĂ

Excavatoarele de tip elindă au cupele tăietoare fixate pe un lanț fără fine. Prin mișcarea lanțului de-a lungul unui braț conducător, cupele rad — așchiază — terenul pe o anumită adîncime, se încarcă cu material pînă la umplere și ajungînd într-un anumit punct din interiorul excavatorului se golesc.

Excavatorul elindă, cunoscut sub numele de excavator cu lanț cu cupe tăietoare, este destinat excavării și evacuării rocilor moi omogene, cum sînt nisipuri obișnuite, nisipuri ușor cimentate, argile moi și medii, marne moi, cărbune moale etc.

În fig. XX.41 sînt arătate siluetele și caracteristicile principale care deosebesc construcțiile excavatoarelor cu acțiune continuă, avînd cupele legate pe lanț și conduse pe brațe articulate. Cupele excavatoarelor de tip elindă au capacități cuprinse între 150 și 4500 l.

La excavarea sub nivel (fig. XX.42), care reprezintă cazul cel mai frecvent de utilizare al acestor agregate, cupele tăietoare se mișcă prin acțiunea și în jurul unei stele motoare de acționare, pe partea superioară a brațului în jos, goale, pînă la cea de a doua stea conducătoare, după care, în drumul ascendent, taie așchiind din teren și se încarcă cu material de-a lungul traseului pe taluz, pînă la intrarea în jgheabul conducător, prin care ajung din nou la steaua motoare, unde se golesc.

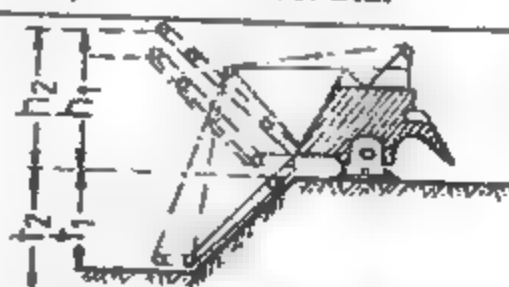
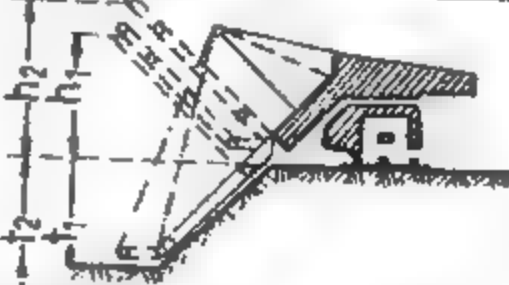
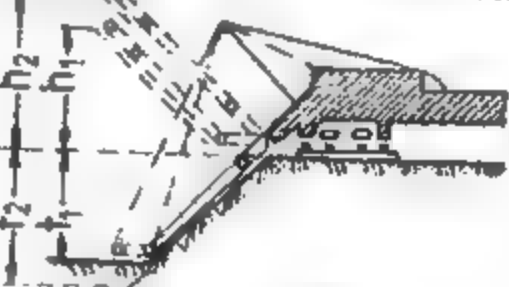

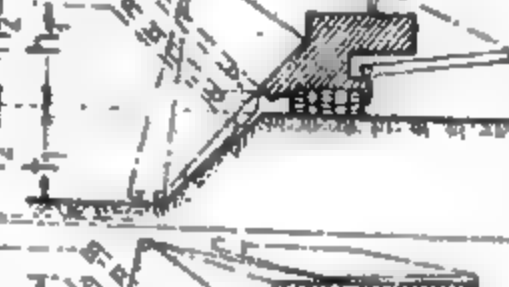

Tipul excavatorului	Caracteristici constructive		Simbolul	Legenda
	Deplasare pe șine	Fără nivelator	$E \frac{q}{t_1} h_1$	q - volumul teoretic al cupei t ₁ - adîncimea de excavare cu nivelatorul orizontal
	Încărcare simplă fără pivot	Cu nivelator	$E \frac{q}{t_1 + t_2} h_1 + h_2$	
	Deplasare pe șine	Fără nivelator	$E_s \frac{q}{t_1} h_1$	h ₁ - înălțimea de excavare cu prelungitorul orizontal
	Încărcare simplă cu pivot	Cu nivelator	$E_s \frac{q}{t_1 + t_2} h_1 + h_2$	
	Deplasare pe șine	Fără nivelator	$D \frac{q}{t_1} h_1$	t ₂ - adîncimea de excavare cu nivelatorul în prelungirea brațului
	Încărcare dublă fără pivot	Cu nivelator	$D \frac{q}{t_1 + t_2} h_1 + h_2$	
	Deplasare pe șine	Fără nivelator	$D_s \frac{q}{t_1} h_1$	h ₂ - înălțimea de excavare cu prelungitorul în prelungirea brațului
	Încărcare dublă cu pivot	Cu nivelator	$D_s \frac{q}{t_1 + t_2} h_1 + h_2$	
	Deplasare pe șenite	Fără nivelator	$ER \frac{q}{t_1} h_1$	Dimensiunile „t ₁ , t ₂ , h ₁ , h ₂ ” sînt măsurate vertical
	Încărcare laterală fără pivot	Cu nivelator	$ER \frac{q}{t_1 + t_2} h_1 + h_2$	
	Deplasare pe șenite	Fără nivelator	$ER_s \frac{q}{t_1} h_1$	
	Încărcare laterală cu pivot	Cu nivelator	$ER_s \frac{q}{t_1 + t_2} h_1 + h_2$	

Fig. XX.41. Scheme și parametri funcționali ai excavatoarelor de tip elindă.

La excavarea deasupra nivelului de vehiculare, cupele nu realizează decît o acțiune de frezare pînă la nivelul bermei, de unde se încarcă cu materialul pe care îl conduc pînă la steaua motoare. De aceea, în cazul exploatării straterelor de grosime mare, la excavatoarele ce lucrează de la nivelul bazei de sus, cupele se înlocuiesc cu simple ramuri sau racle de-a lungul brațului, paralele cu taluzul, iar de la baza acestuia, o serie de cupe, cîntînd de-a lungul unui al doilea braț articulat, încarcă și transportă materialul adunat de racle, de la baza taluzului pînă la steaua de acționare. Prin reducerea greutății brațului cu racle în urma înlocuirii cupele grele, acesta poate fi prelungit pînă la 40—50 m, excavînd astfel în trepte de mare înălțime, acțiune condiționată de starea fizică a substanțelor minerale utile sau a rocilor sterile.

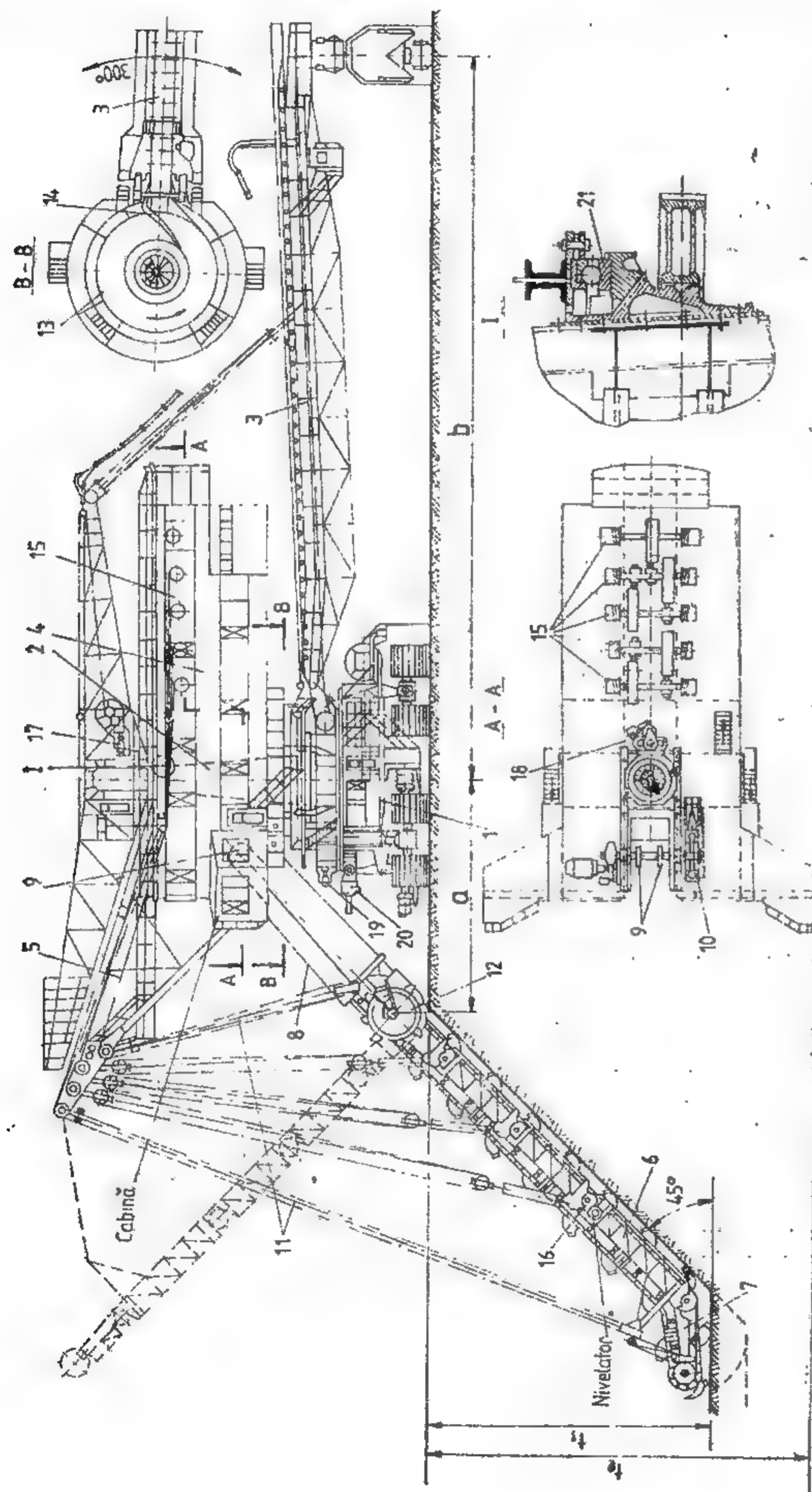


Fig. XX.42. Schema constructivă a excavatorului elindă ERS-580 pe șenile de construcție R.D.G.:

1 — rama inferioară; 2 — coloana centrală; 3 — brațul de deversare; 4 — corpul mașinii; 5 — săgeata de ridicare a brațului cu lanțul de cupe; 6 — brațul port-lanț cu cupe; 7 — nivelator; 8 — jgheab de prindere; 9 — stea de acționare; 10 — instalația de protecție-frinare; 11 — cabluri de ridicare a brațului port-lanț cu cupe; 12 — rotor cu cupe; 13 — masă de înălțare a brațului cu cupe; 14 — raketă; 15, 16, 17 — troluri de ridicare corespunzătoare brațului cu cupe, nivelatorului și consolei de deversare; 18, 19 — mecanismele de rotire ale părții superioare și consolei de deversare; 20 — mecanismul de acționare a șenilelor; 21 — rulment de presiune cu bile pentru partea superioară.

Excavatorul poate fi modificat spre a acționa de la nivel sau sub nivel; prin construcția cu platformă rotativă la 360°, un excavator poate acționa în orice direcție, iar prin construirea brațului conducător articulat, el poate excava la orice unghi de taluz, lucrând chiar și în acțiune trapezoidală, prin cotirea brațului articulat.

Excavațiile cu acțiune continuă, având cupele antrenate de lanț, sînt construite pentru excavarea frontală (fig. XX.43, a) indiferent dacă la un marș se excavează întregul front al carierei sau numai o parte din acesta.

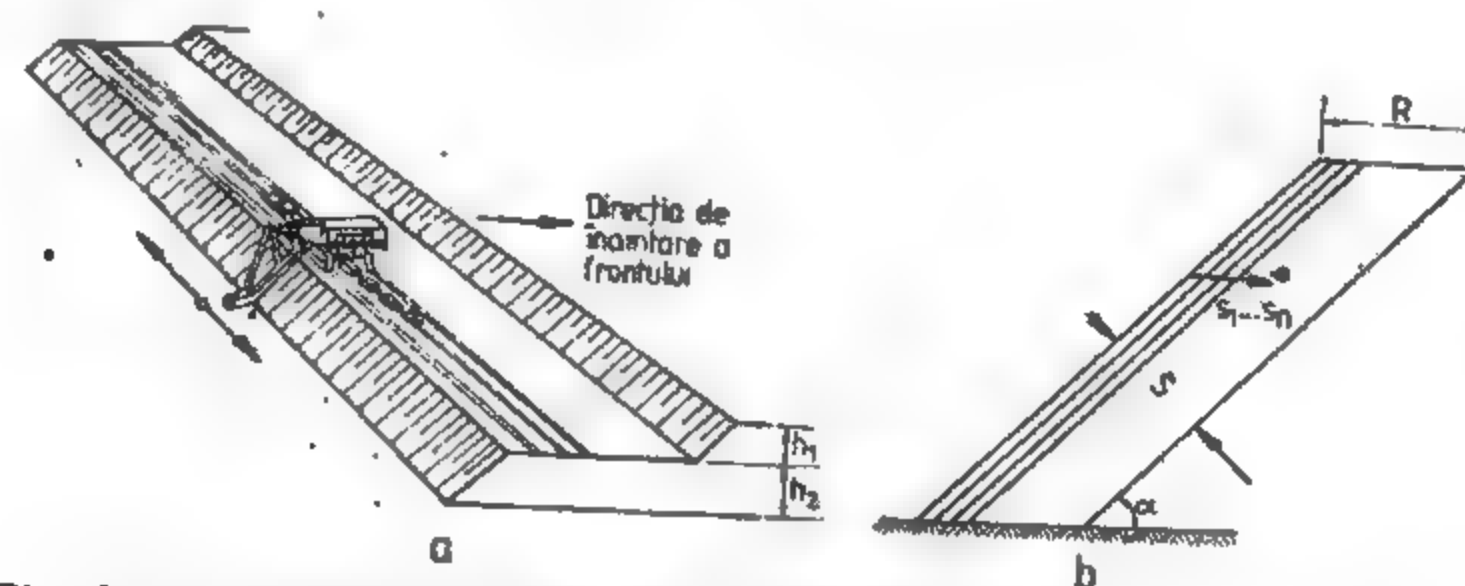


Fig. XX.43. Excavarea frontală cu tăierea în plane paralele a taluzului:

a — vedere de ansamblu a unui front excavat cu o elindă; b — tăierea taluzului în plane paralele.

Elindele excavează roca din taluz în două moduri: tăind în plane paralele și tăind în evantai. În primul caz (fig. XX.43, b) o adîncime de taluz — de exemplu 0 m — se excavează în 48. de pături paralele de cîte 12,5 cm grosime fiecare, așchiate la un marș al excavatorului de-a lungul frontului de lucru. Pentru aceasta, brațul conducător al cupele tăietoare se fixează paralel cu înclinarea taluzului și la înălțimea corespunzătoare grosimii de așchie stabilită. Acest mod de excavare, potrivit în rocile omogene cu granulație fină și fără incluziuni de pietre mari, asigură uniformitatea solicitării elementelor agregatului. Cupele tăietoare acționează pe întreaga lungime a brațului și ajung complet pline la deversare.

Brațul susținător al lanțului cu cupe este fixat perpendicular pe direcția de mers a mașinii și se poate mișca cu ajutorul cablurilor într-un plan vertical, luînd diferite poziții în timpul lucrului.

În cazul tăierii în evantai (fig. XX.44), excavarea taluzului se realizează în pături alăturate între ele ca paletele unui evantai, în timp ce brațul conducător coboară succesiv în pozițiile a', b', c', d', dincolo de care stabilitatea taluzului și deci a mașinii nu mai este asigurată. După aceea, excavatorul se deplasează cu o distanță R umplînd poziția II și reîncepe excavarea în lungul frontului de lucru, ș.a.m.d. Tăind cu braț conducător simplu (fig. XX.44), vor rămîne la baza taluzului coaste sau prăguri de rocă, a căror evitare necesită adăugarea, la capătul inferior al brațului, a unei sau a două brațe articulate scurte, peste care, trecînd cupele tăietoare, vor nivela berma inferioară.

Acest mod de tăiere reprezintă avantajul ripării la intervale mai mari, în schimb capacitatea și productivitatea cupele nu este utilizată la maximum, din cauză că așchia nu se umple bine, iar grosimea de așchiere este mult mai mică în porțiunea superioară, cauzînd astfel o suprasolicitare la tăierea părții inferioare a taluzului.

Pentru excavarea taluzului fără întrerupere, excavatorul se deplasează încet (circa 3–10 m/min) în lungul taluzului, iar lanțul cu cupe se deplasează pe taluz așchind din acesta cu o viteză de 0,8–1,2 m/s.

Excavatoarele elindă prezintă o serie de avantaje și dezavantaje comparativ cu excavatoarele cu o cupă. Printre avantajele evidente se menționează: consumul de

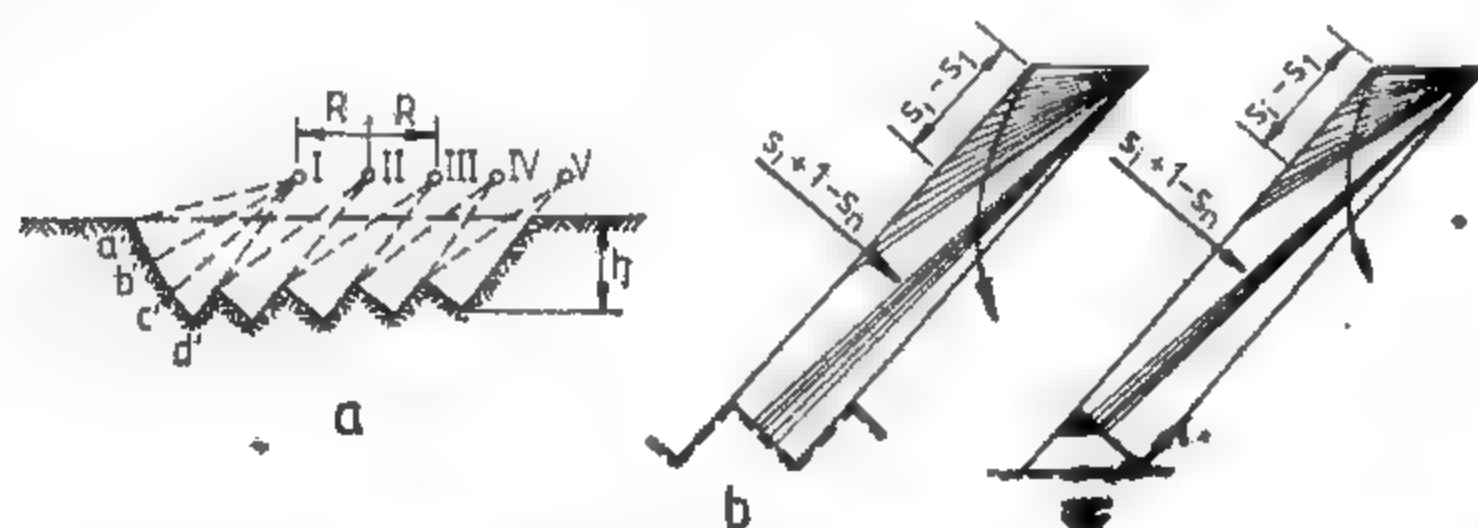


Fig. XX.44. Excavarea frontală cu tăierea taluzului în evantai: a - schema de ansamblu a lucrului în evantai; b - tăierea în evantai cu braț conductor simplu; c - tăierea în evantai cu braț conductor articulat.

energie pentru m^3 de rocă excavată este mai mic decât la excavatoarele cu o cupă; pot realiza un taluz nivelat cu un profil transversal exact; pot excava în fronturi de lucru care se găsesc total sau parțial sub apă etc., iar printre dezavantaje se amintesc: nu pot lucra în roci tari sau în terenuri cu incluziuni de bolovanișuri și conglomerate; nu pot lucra în timpul iernii în roci înghețate; au o construcție complicată; deplasarea de pe un șantier pe altul este dificilă etc.

Cu toate că importanța excavatoarelor de tip elindă scade, acest tip de utilaje se fabrică încă în lume sub diferite tipuri constructive. Printre principalele țări constructoare de elinde menționăm: R.D.G., R.F.G., U.R.S.S. și Cehoslovacia.

5.2.2. EXCAVATOARE CU ROTOR

Excavatorul cu rotor reprezintă cel mai important tip de excavator cu acțiune continuă. Acest excavator depășește în productivitate și simplitate atât excavatoarele cu o cupă cât și pe cele cu mai multe cupe de tip elindă.

La excavatorul cu rotor, cupele taie materialul din front, iar un transportor cu bandă transportă materialul excavat până la un punct de descărcare. Această diviziune a sarcinilor duce la: simplificarea construcției utilajului; economie de energie; uzură mică a organelor de lucru și deci cheltuieli mici de întreținere.

Excavatoarele cu rotor lucrează împreună cu transportul pe cale ferată, cu transportul cu benzi și cu poduri transbordare. Aceste utilaje sunt întrebuintate de obicei pentru a excava de la nivelul de deplasare în sus. Ele pot lucra și sub nivelul de deplasare, dar la adâncimi mult mai mici comparativ cu excavatoarele elindă. Utilizarea excavatorului cu rotor, pentru excavarea sub nivel, este limitată de faptul că benzile de transport nu sunt eficiente decât la înclinări sub 20° . Excavarea sub nivel rămâne o problemă încă de rezolvat pentru ca excavatorul cu rotor să devină un agre-

gat universal. La actualele construcții de excavatoare cu rotor, care lucrează sub nivelul de deplasare, la înclinări mai mari de 20° a brațului port-rotor, transportorul cu bandă de pe acest braț este prevăzut cu o bandă de acoperire (de presiune).

Excavatoarele cu rotor cu capacități până la $30\,000\,m^3/zi$ se construiesc cu braț de depunere nerezemat, care se poate mișca liber în plan vertical, având lungimea de până la 40 m (fig. XX.45).

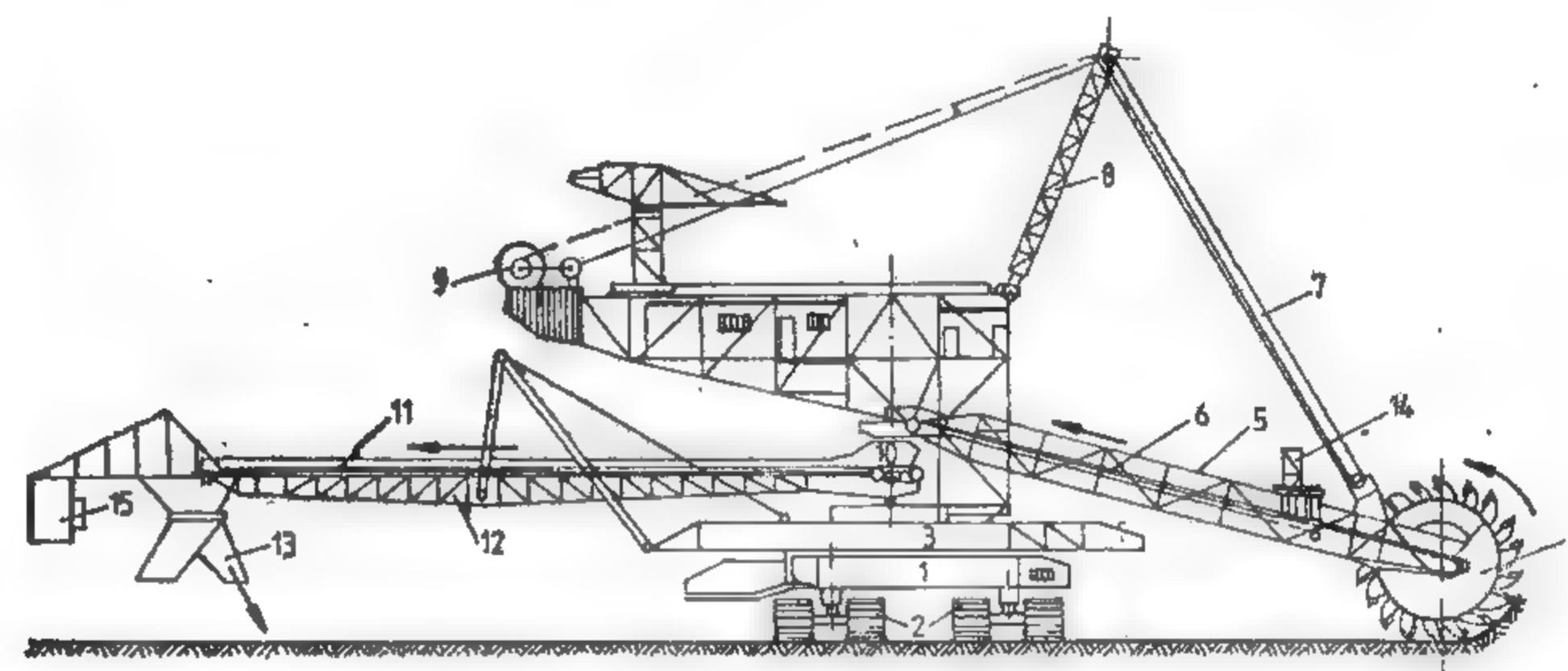


Fig. XX.45. Schema constructivă a excavatorului cu rotor și cupe tăietoare cu braț de depunere nerezemat:

1 - șasiul sau suportul triunghiular principal; 2 - câruciore cu șenile pentru susținerea și deplasarea excavatorului; 3 - suport platformă rotitoare; 4 - rotorul cu cupe tăietoare; 5 - brațul port-rotor; 6 - transportor cu sondă care preia materialul de la rotor; 7 - sistem de cabluri de susținere și ridicare a brațului port-rotor; 8 - catarg cu scripeți de conducerea cablurilor; 9 - troliu de ridicare; 10 - pilnie de prindere a materialului de pe banda 6; 11 - transportor de preluare a materialului din pilnia 10; 12 - consolă turnată pentru susținerea transportorului 11; 13 - pilnie sau jgheab pantalon de predare a materialului în vagoane sau pe transportorul cu sondă; 14 - cabină de comandă și dirijare a excavării; 15 - cabină pentru dirijarea încărcării.

Lățimea blocului de exploatare și pasul de ripare al benzilor neștaționate de la fronturile de lucru sunt limitate de lungimea brațului de depunere.

În exploatarea la zi de lignit din țara noastră sunt folosite atât la extragerea sterilului cât și a utilului și excavatoare cu brațul de depunere nerezemat, de diferite construcții. În fig. XX.46 se vede ansamblul unui excavator cu braț de depunere nerezemat, de

tipul $Sch R_4 400 \frac{12,8}{5}$ fabricat în R.F.G., iar în fig. XX.47 un excavator de tip SRs

$470 \frac{18}{3}$ fabricat în R.D.G.

Necesitatea unui grad de folosință mai mare a utilajelor pentru lățimi mari de bloc și cu pas mare de ripare a condus la construcția unor excavatoare cu rotor cu instalație separată de încărcare, care se vehiculează pe șenile și care este legată de excavator printr-un pod telescopic cu bandă (fig. XX.48). Toate excavatoarele de mare capacitate (peste $30\,000\,m^3/zi$) construite în prezent sunt dotate cu instalație separată de încărcare.

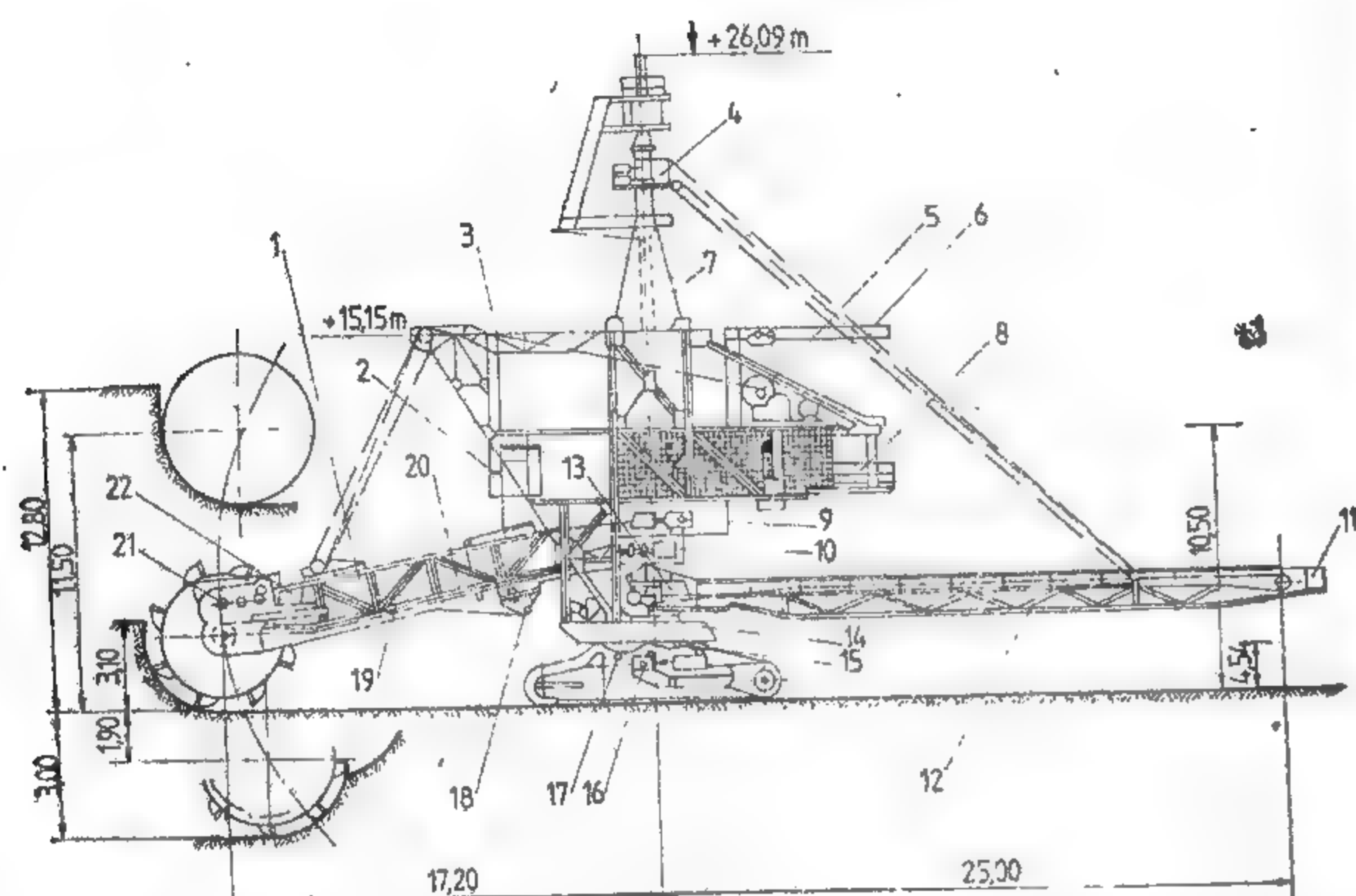


Fig. XX.46. Vedere de ansamblu a excavatorului tip Sch Rs 400 12,8/5 cu braț de depunere nerezemat:

1—brațul port cupe; 2—cabina postului de comandă; 3—trotiul de ridicare a cabinei postului de comandă; 4—trotiul de ridicare a benzii de predare; 5—trotiul de ridicare al brațului roții port-cupe; 6—macara; 7—scheletul turnului; 8—cutia de balast; 9—acționarea benzii de preluare; 11—dulap cu separator electric; 12—bandă de predare; 13—acționarea benzii de predare; 14—platforma rotitoare; 15—punct de sprijin; 16—acționarea mecanismului de marș; 17—mecanism de marș; 18—mecanism de rotire; 19—bandă de preluare; 20—bandă de acoperire; 21—roata port-cupe; 22—acționarea roții port-cupe.

În cazul când excavatorul este dotat cu un pod de legătură, excavarea nu este stingerită de operația de încărcare a materialului pe mijlocul de transport. Instalația de încărcare stă timp îndelungat în același loc și asigură o încărcare centrică continuă, ceea ce este foarte important, mai ales în cazul transportoarelor cu bandă.

Simbolul acestor excavatoare în limba română este:

$$E_R Spq \frac{h}{t} (...kW) + C_p \pm h_1, \text{ avînd următoarea semnificație:}$$

E_R — excavator cu rotor cu cupe tăietoare;

S — sistem de marș pe șenile;

p — pivotat;

q — capacitatea unei cupe în litri;

h — înălțimea maximă care poate fi excavată, m;

t — adîncimea maximă, sub cota de vehiculare, care poate fi excavată;

$(...kW)$ — puterea instalată la acționarea rotorului port-cupe;

C_p — cărucior pivotant de deversare;

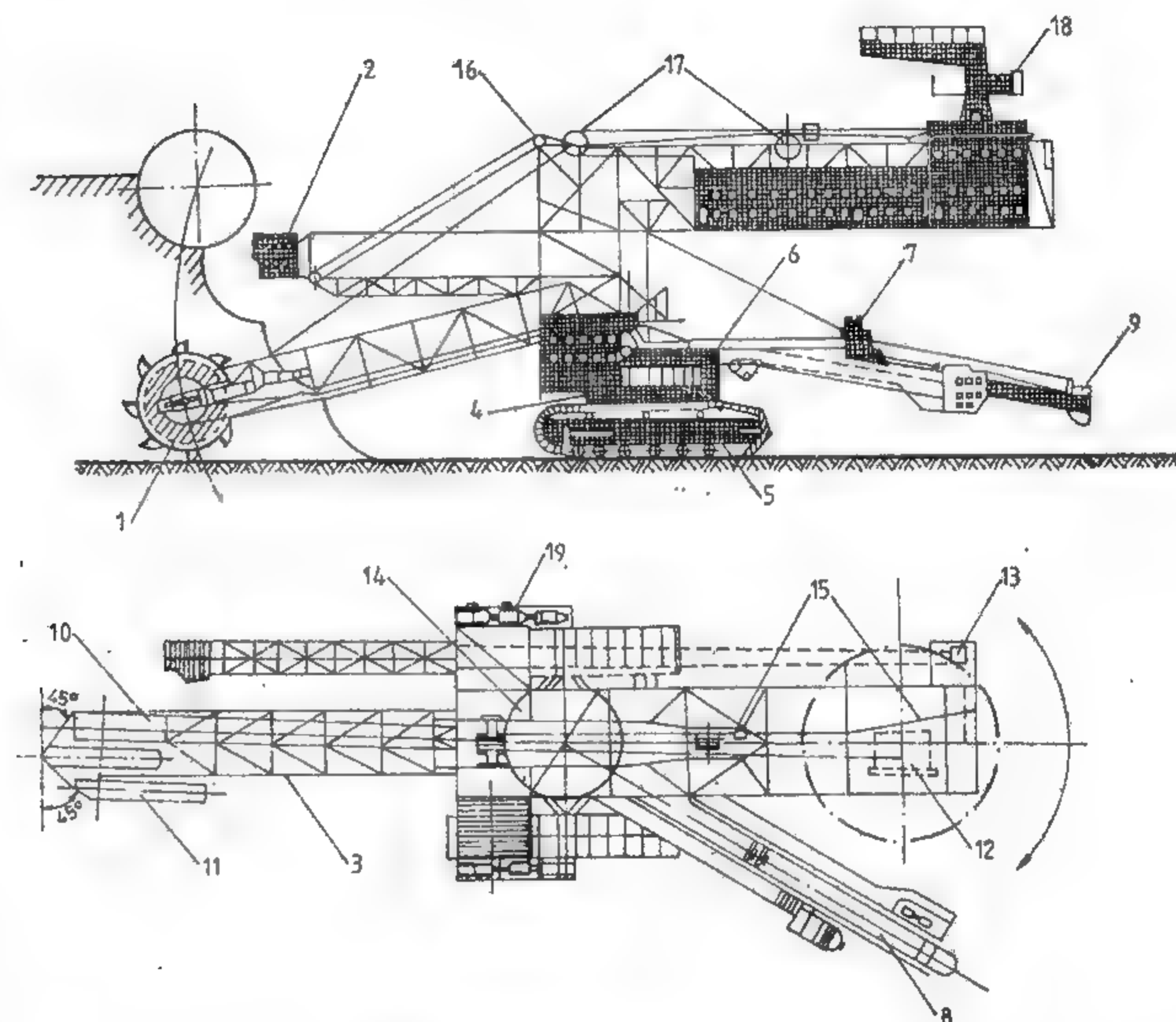


Fig. XX.47. Vedere de ansamblu a excavatorului tip SRs 470 18/3 cu braț de depunere nerezemat:

1 — roata port-cupe; 2 — cabina de comandă; 3 — brațul roții port-cupe; 4 — mecanismul de pivotare a părții superioare; 5 — mecanismul de deplasare pe șenile; 6 — mecanismul de pivotare a benzii de deversare; 7 — mecanismul de ridicare a brațului de deversare; 8 — banda de deversare; 9 — coșul de deversare; 10 — banda roții port-cupe; 11 — acționarea roții port-cupe; 12 — trotiul brațului roții port-cupe; 13 — trotiul cabinei de comandă; 14 — platforma rotitoare; 15 — dispozitiv pentru asigurarea la răsturnare; 16 — rola pentru ghidarea cablului de la cabina de comandă; 17 — cărucior mobil pentru întinderea cablului; 18 — macara de montaj; 19 — grupul de acționare al marșului.

$\pm h_1$ — diferența de cotă maximă între planurile de vehiculare al sistemului de marș de la excavatorul propriu-zis și al sistemului de marș al căruciorului de deversare conex.

Suprastructura excavatorului este constituită din grinzi cu zăbrele de construcție solidă.

Cel mai solicitat organ al excavatorului este brațul cu rotorul port-cupe, a cărui lungime întrece uneori 70 m și care poate fi ridicat pînă la înclinarea de 30°. Acest

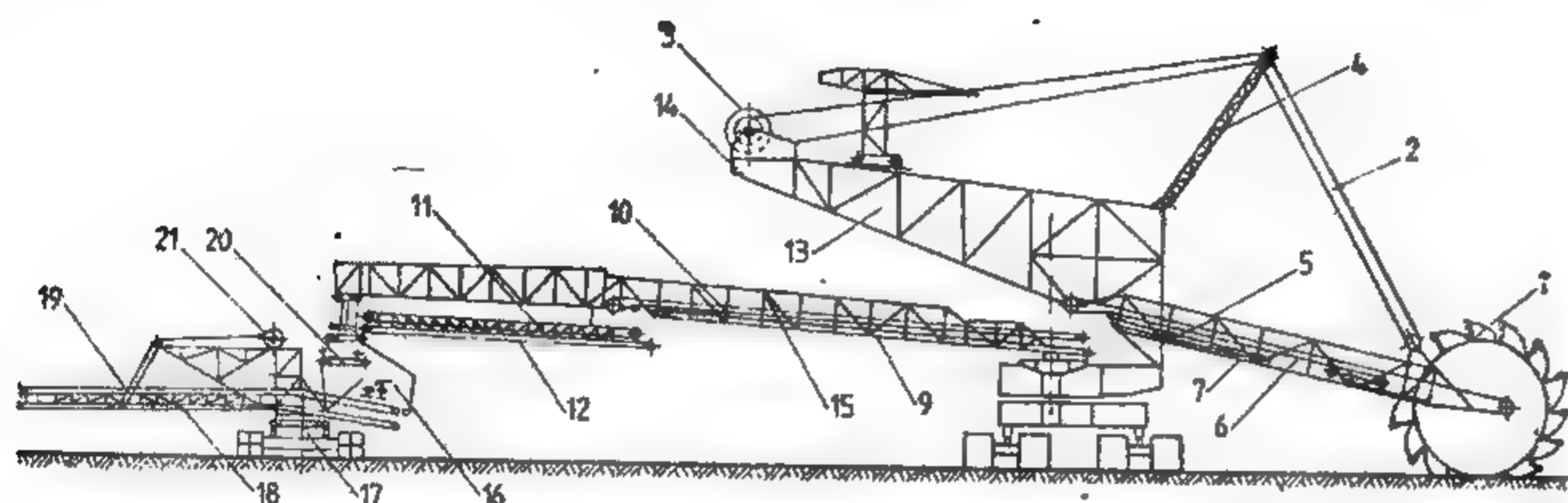


Fig. XX.48. Schema excavatorului tip Sch Rs 1400-30/7 prevăzut cu instalație separată de încărcare:

1 — roată port-cupe; 2 — cablul de susținere a brațului port-cupe; 3 — trolul brațului roții port-cupe; 4 — turn pentru susținerea moletelor; 5 — brațul roții port-cupe; 6 — bandă nr. 1; 7 — bandă de curățire; 8 — șenile; 9 — bandă de curățire; 10 — bandă nr. 2; 11 — bandă nr. 3; 12 — bandă de curățire; 13 — brațul cutiei pentru leste; 14 — cutia pentru leste; 15 — puntea de legătură; 16 — spărgător de bulgări; 17 — cărucior de sprijin; 18 — bandă de curățire; 19 — brațul benzii nr. 5; 20 — bandă nr. 4; 21 — trolul benzii 5.

braț este solicitat la torsiune întrucât rotorul cu cupele se mișcă într-un plan paralel cu axul brațului.

La toate construcțiile suportul platformă se poate roti în jurul unui pivot fixat de șasiu.

Construcția rotorului. Rotorul port-cupe (fig. XX.49) este alcătuit din corpul rotorului 1, cupele 2 și butucul 3. El este construit din tablă de oțel sudată, fiind împărțit în celule radiale deschise la partea inferioară și terminate la partea periferică cu o lopată cu marginea întărită și ascuțită sau la nevoie cu cozoroc (fig. XX.49, a). Rotoarele cu celule radiale nu dau rezultate satisfăcătoare în cazul în care se lucrează în roci lipicioase.

Într-o altă construcție, rotoarele au cupele tăietoare fixate pe două cercuri egale concentrice, fără să fie împărțite în celule (fig. XX.49, b). Cupele se golesc când ajung

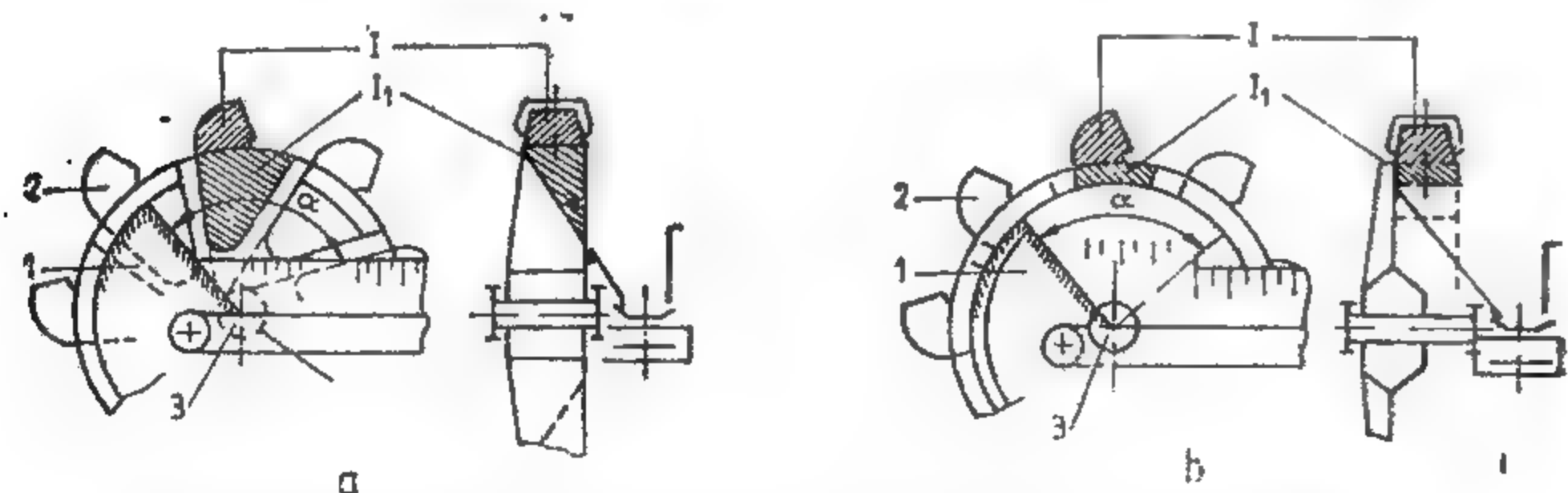


Fig. XX.49. Scheme constructive ale rotoarelor cu cupe tăietoare:

a — rotor cu cupe celulare radiale; b — rotor cu cupe necelulare; I — capacitatea cupei; I₁ — capacitatea celulei și respectiv a spațiului inelar de descărcare; α — unghiul sectorului de descărcare.

în partea superioară a rotorului, într-un spațiu inelar, de unde materialul cade pe un dispozitiv de evacuare, iar de aici pe banda de transport alăturată.

Cupele, pentru cazurile în care sînt destinate lucrului în roci nelipicioase, sînt executate din tablă de oțel. Cupele destinate lucrului în roci lipicioase au fundul executat din lanțuri de oțel. Partea tăietoare a cupelelor are formă de arc de cerc sau de trapez și este prevăzută în majoritatea cazurilor cu dinți.

Diametrul rotorului depinde de parametrii constructivi ai excavatorului și variază cu productivitatea urmărită; are valori de la 3 pînă la 21 m, iar pe el sînt fixate 6-18 cupe tăietoare cu capacitatea constructivă cuprinsă între 100-6 400 l.

Evacuarea materialului excavat se realizează cu ajutorul unei instalații de benzi transportoare montate pe excavator și brațele acestuia.

Viteza benzilor este în jurul a 2,5 m/s, la punctele de deversare fiind construite pilnii cu mici silozuri deschise. Comanda funcționării benzilor este centrală; la punerea în funcțiune pornește întâi banda de încărcare și apoi celelalte, pe rînd, spre rotor. Rotorul poate fi pornit numai dacă banda de transport de pe brațul port-rotor a pornit. Angrenajele pentru ridicarea și coborîrea brațului rotorului, pentru pornirea suprastructurii și pentru marș pot fi pornite numai dacă rotorul este în funcțiune.

Suprastructura cu brațul purtător al rotorului se construiește cu posibilitatea de rotire la 360°. La agregatele mari, brațul de încărcare este, de asemenea independent, mobil în plan orizontal, tot cu 360°. La unele construcții, banda de încărcare se poate roti numai cu 180 sau 240°.

Deplasarea acestor agregate se face în majoritate pe șenile, acest sistem fiind corespunzător condiției de presiune specifică de pînă la 1,6 daN/cm². Sistemul de deplasare trebuie să asigure și stabilitatea agregatului față de solicitările produse de forțele care se nasc în procesul de tăiere.

Modul de lucru cu excavatoarele cu rotor este condiționat de așezarea stratificației terenului, de construcția brațului port-rotor — cu sau fără posibilități de prelungire — și de modul de deplasare pe șine sau șenile.

Dacă pe înălțimea treptei sînt intercalate strate de substanță minerală utilă, este corespunzătoare construcția cu braț prelungitor, care permite excavarea succesivă a stratificației și asigură orice înclinare — cît mai mică — a taluzului. În cazul lipsei excavatoarelor cu braț prelungitor, excavarea taluzului pe înălțimea acestuia și la înclinarea dorită se poate realiza prin deplasarea înainte și înapoi a întregului agregat, ceea ce necesită totuși timpi morți și produce frămîntarea hermei.

Excavatoarele cu rotor și cupe tăietoare nu sînt corespunzătoare pentru terenuri cu grohotiș, pentru terenuri cu mare rezistență la tăiere și pentru argile grase aderente, din cauza productivității reduse și a trepidațiilor care se pot produce prin căderea bucăților mari de rocă. La excavarea argilelor compacte și a cărbunilor se pot monta, între cupele normale încărcătoare ale rotorului, cupe oarbe neîncărcătoare, asigurînd astfel o granulație mai mică a materialului excavat.

Pentru a se putea conduce în mod corespunzător funcționarea excavatoarelor cu rotor, acestea sînt dotate cu un sistem de telecomunicație adecvat.

Modul de lucru cu excavatoarele cu rotor și cupe tăietoare. În principiu, excavatoarele cu rotor și cupe tăietoare pot fi utilizate fie în schema de lucru frontal, adică excavînd de-a lungul frontului în linie dreaptă cîte un șpan la fiecare marș în cele două sensuri, fie în schema de lucru pe blocuri, adică extrăgînd pe o anumită lungime și lățime din întregul front al carierei.

Prin modul de construcție și funcționare aceste excavatoare sînt mai adecvate lucrului în blocuri, adică extragerii în fronturi scurte transversale pe direcția fișiei sau intrîndului de extras (fig. XX.50).

La extragerea în blocuri, excavatorul cu braț prelungitor stă în același loc, cea mai mare parte din timp; în schimb dispozitivul de rotire și împingere a brațului este în continuă acțiune. La excavatoarele fără braț prelungitor apare necesitatea deplasării tot timpul a excavatorului înainte și înapoi, pe măsura excavării taluzului (v. fig. XX.50):

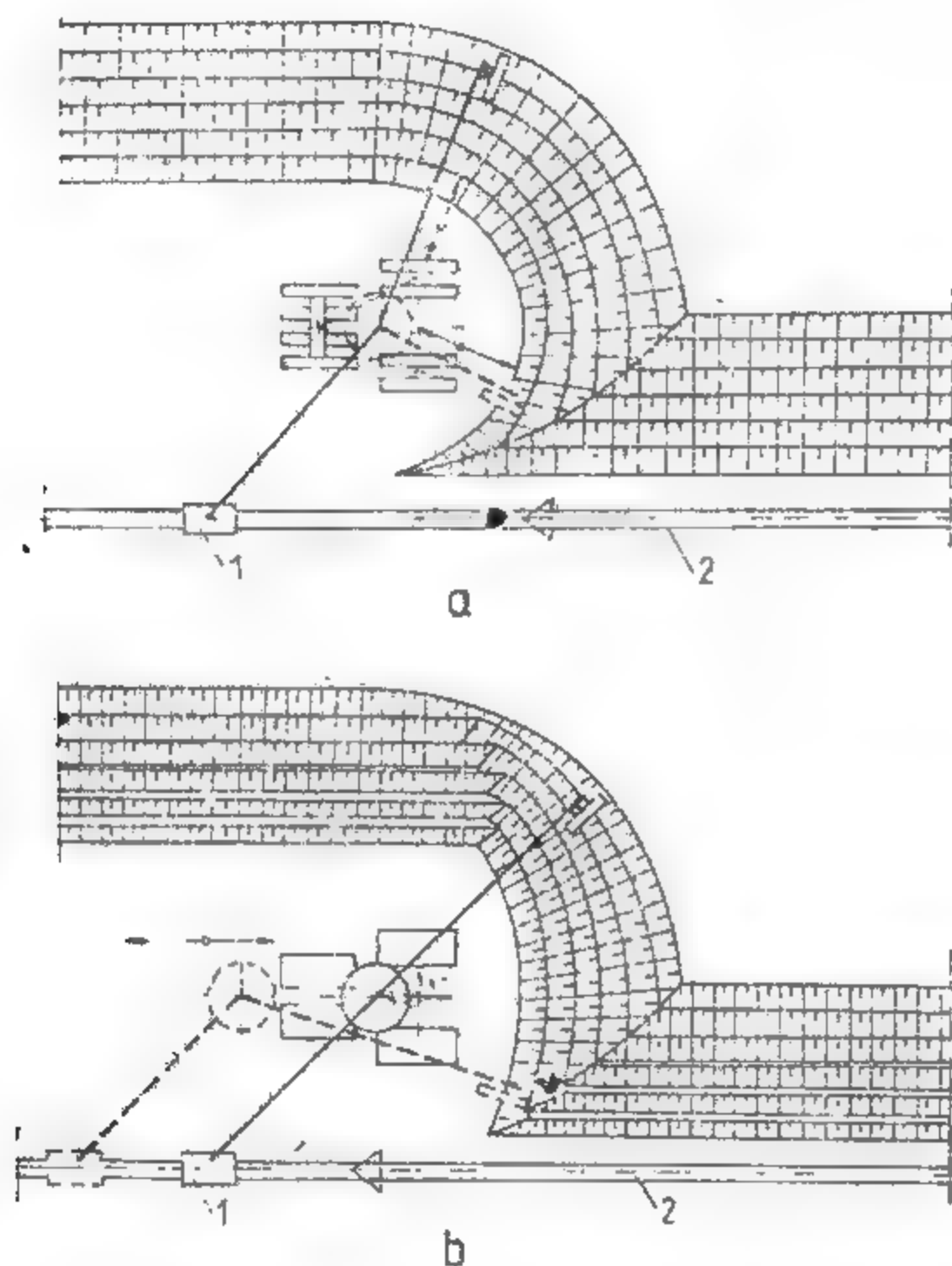


Fig. XX.50. Excavarea în bloc cu excavatoare cu rotor și cupe tăietoare:

a — excavator cu braț prelungitor; b — excavator cu braț fix; 1 — alimentator mobil; 2 — transportor cu bandă.

Atât la folosirea excavatorului cu braț prelungitor, cât și la folosirea celui cu braț fix, condiția principală de lucru este rotirea permanentă a suprastructurii, ceea ce caracterizează tocmai aceste excavatoare.

Lucrând în bloc, excavatorul cu rotor și cupe tăietoare începe excavarea la bordura superioară a treptei cu un span de grosime maximă S_M și de lățime B , tăiat cu viteza v_r (fig. XX.51). Tăierea se execută orizontal pentru fiecare adâncime, în ordine descendentă, până la excavarea totală a înălțimii treptei, și pe lățimea blocului. Operația este similară cu cea de la excavatorul cu lanț și cupe tăietoare, cu deosebirea că înălțimea (lungimea) spanului este mult mai mică și egală cel mult cu $3/4$ din diametrul

rotorului. Grosimea spanului S nu este aceeași pe toată lungimea ei; ea variază de la un minim la bază S_m și crește atingând valoarea maximă la partea superioară S_M .

În procesul excavării, spanul poate lua diferite forme, după cum se lucrează, frontal sau la bloc, și cu sau fără braț prelungitor. După cum rotorul se deplasează vertical sau orizontal, prin mișcarea de rotație a cuțitelor cupelor, se realizează un span în formă de seceră verticală sau orizontală (fig. XX.52).

La extragerea frontală, spanul are pe toată lungimea frontului aceeași înălțime h_s , iar lățimea spanului tăiat (B) variază cu numărul de cupe golite pe minut, n , și cu

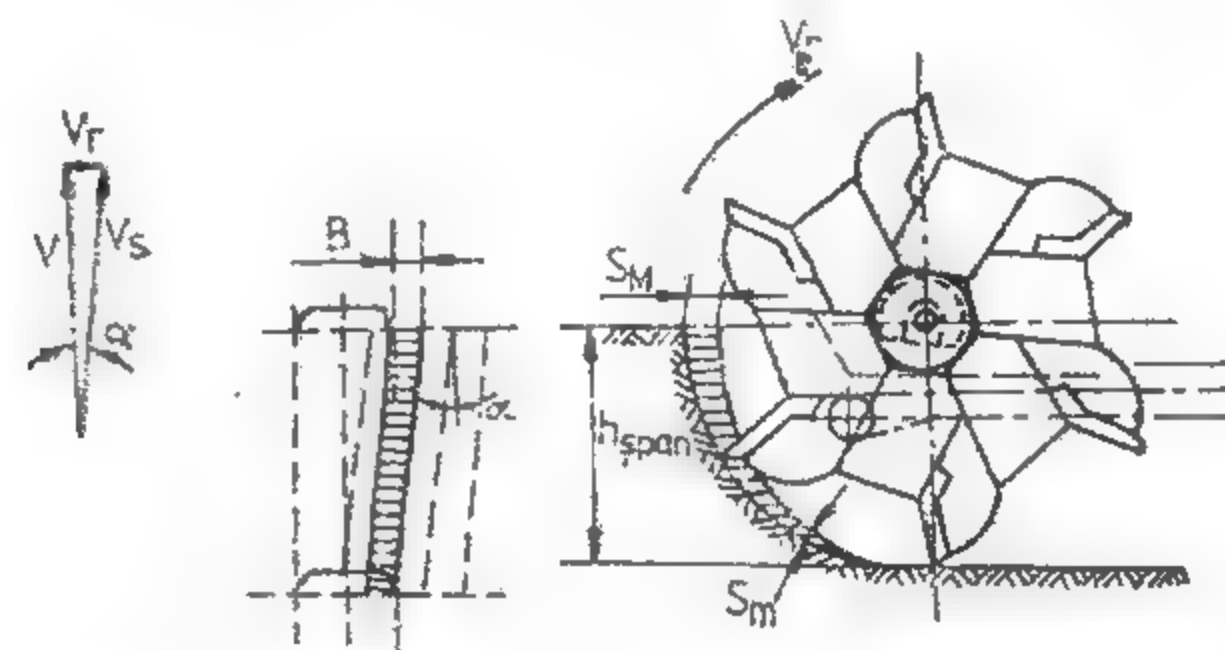


Fig. XX.51. Modul de excavare cu excavatorul cu rotor și cupe tăietoare.

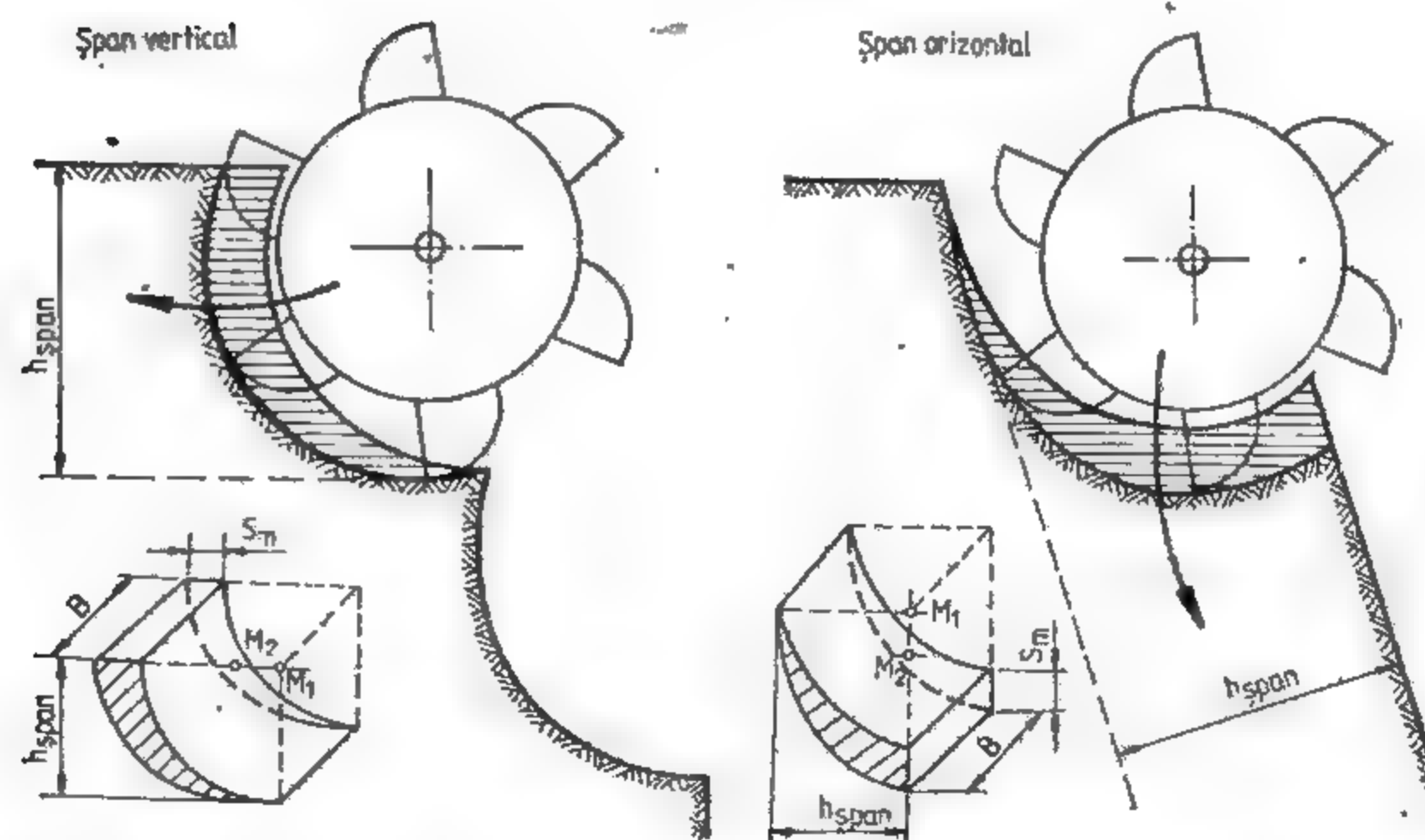


Fig. XX.52. Excavarea frontului de lucru prin spanuri verticale și orizontale.

viteza de deplasare, v , a brațului purtător, conform relației:

$$B = \frac{60 \cdot v}{n} \quad [\text{m}]$$

La extragerea în bloc, prin mișcarea de rotire a brațului apare un al doilea șpan în formă de seceră, al cărui plan este perpendicular pe planul șpanului tăiat radial de rotor (fig. XX.53).

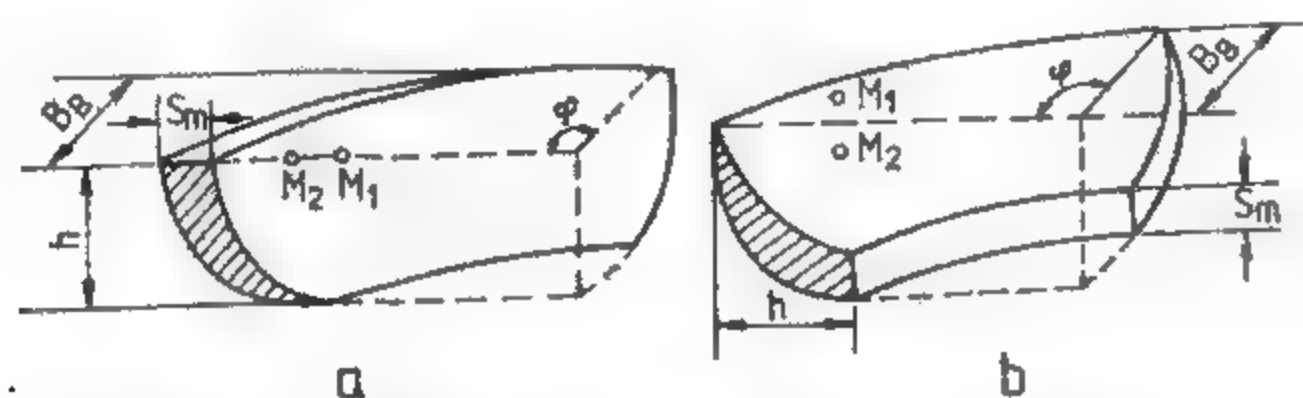


Fig. XX.53. Excavarea șpanului la lucru în bloc cu un excavator fără braț prelungitor:
a — șpan vertical; b — șpan orizontal.

La excavatoarele fără braț prelungitor, grosimea inițială maximă a șpanului scade odată cu creșterea unghiului de rotație, până la zero, când unghiul atinge 90° .

Excavatoarele cu rotor și cupe tăietoare de mari dimensiuni pot fi utilizate cu succes și la extragerea selectivă în cazul mai multor strate de util despărțite prin intercalații sterile. În acest caz productivitatea excavatorului este ceva mai mică decât la lucrul frontal sau în bloc clasic.

În orice situație de lucru, la limita planelor dintre util și copertă se consideră, ca pierdere de exploatare, o felie maximă de 0,4 m, iar între util și culcuș 0,25 m.

În cazul când, la exploatarea cărbunelui, zăcămintul prezintă diferențe de calitate pe porțiuni, este recomandabilă extragerea frontală, la care se obține un amestec mai omogen al produsului extras.

Excavatoarele cu rotor și cupe tăietoare de mari dimensiuni prevăzute cu instalație separată de încărcare au posibilitatea să lucreze denivelat față de poziția instalației de încărcare și respectiv a transportorului nestaționar de la frontul de lucru. De asemenea, aceste utilaje au posibilitatea să taie o anumită adâncime sub nivelul de vehiculare al excavatorului prin schimbarea poziției cupelor tăietoare pe rotor și a sensului de rotație a acestuia. Ca urmare a celor arătate mai sus, un excavator cu rotor poate tăia un complex de subtrepte, cu încărcarea materialului la același nivel. În fig. XX.54 sunt prezentate posibilitățile de lucru ale excavatorului de tip Sch $R_S - 1400.30/7$, de construcție românească, folosit în carierele din Oltenia.

Atât la extragerea frontală cât și la extragerea pe blocuri, excavarea se execută sistematic, după patru scheme de bază, adică șpanurile se taie într-o anumită ordine, pe verticală descendent, deoarece rotorul nu poate excava întreaga înălțime dintr-o dată, mai ales la înălțime de treaptă mare.

La extragerea frontală aceste patru scheme, în ordine, sînt:

a) Se excavează din pozițiile $M_1 - M_2 - M_3 - M_4$ (fig. XX.55, a) pe rînd câte un șpan vertical de înălțime h , de-a lungul frontului, după care se ridică brațul din nou

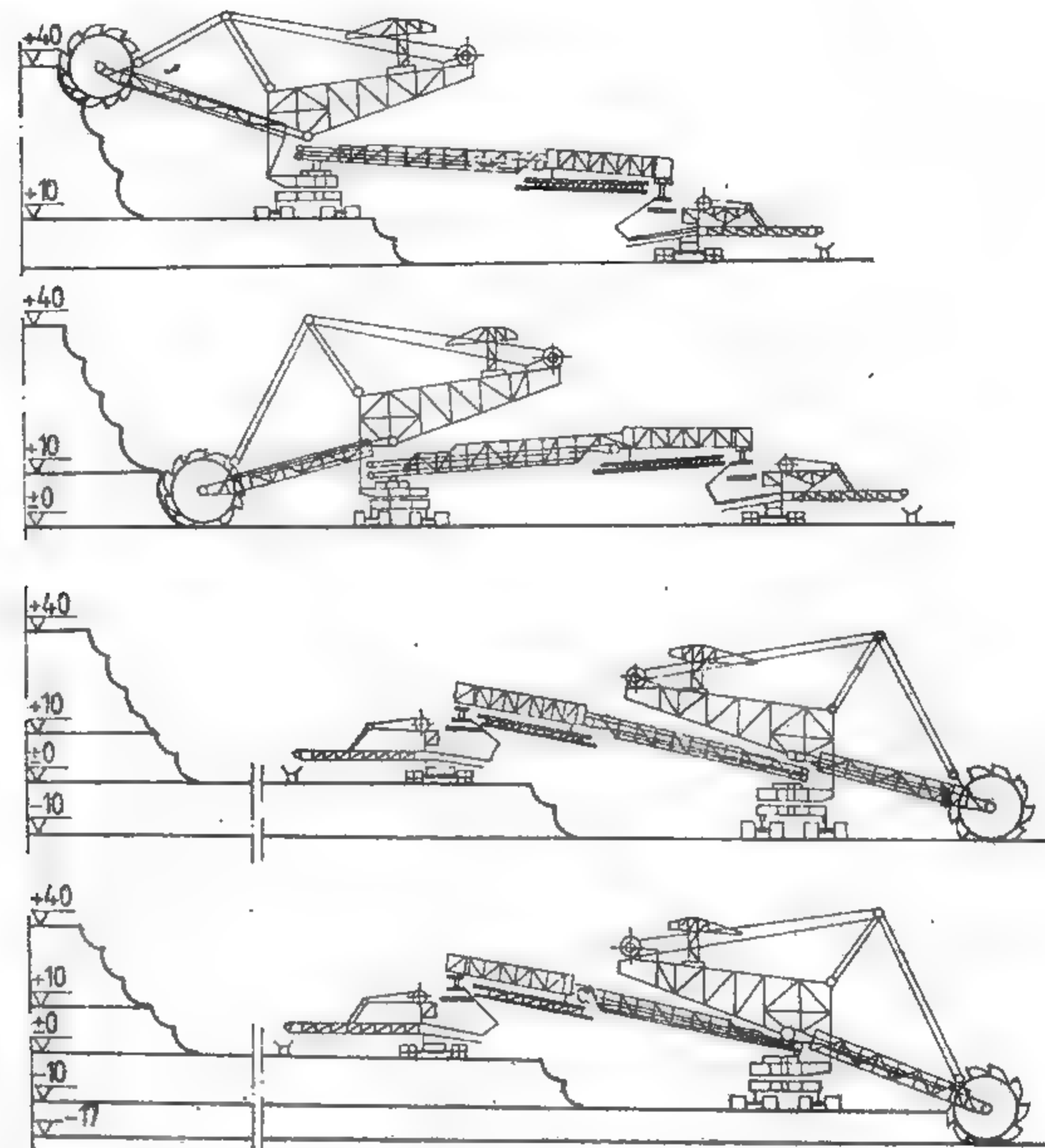


Fig. XX.54. Posibilitățile de lucru ale excavatorului Sch $R_S - 1400.30/7$.

la înălțimea h , și din poziția M' — distanțată de M cu o lungime egală cu grosimea S — se repetă excavarea ș.a.m.d. Schema este aplicabilă la extragerea unor strate groase omogene fără intercalații.

b) Se excavează la partea superioară a taluzului 1, 2, 3 etc. șpanuri verticale de grosime S , până se atinge adâncimea dorită a blocului S_B , după care se mișcă brațul în sensul înclinării dorite în jos, astfel că după frezarea fiecărui șpan orizontal de grosime S pe toată lungimea frontului și adâncimea blocului, brațul se coboară cu o distanță egală cu S până la atingerea culcușului (fig. XX.55, b). Schema se aplică în cazul când partea superioară a frontului de lucru se extrage separat. Excavarea prin șpanuri orizontale este utilizată în cazul exploatării neselective a rocilor compacte.

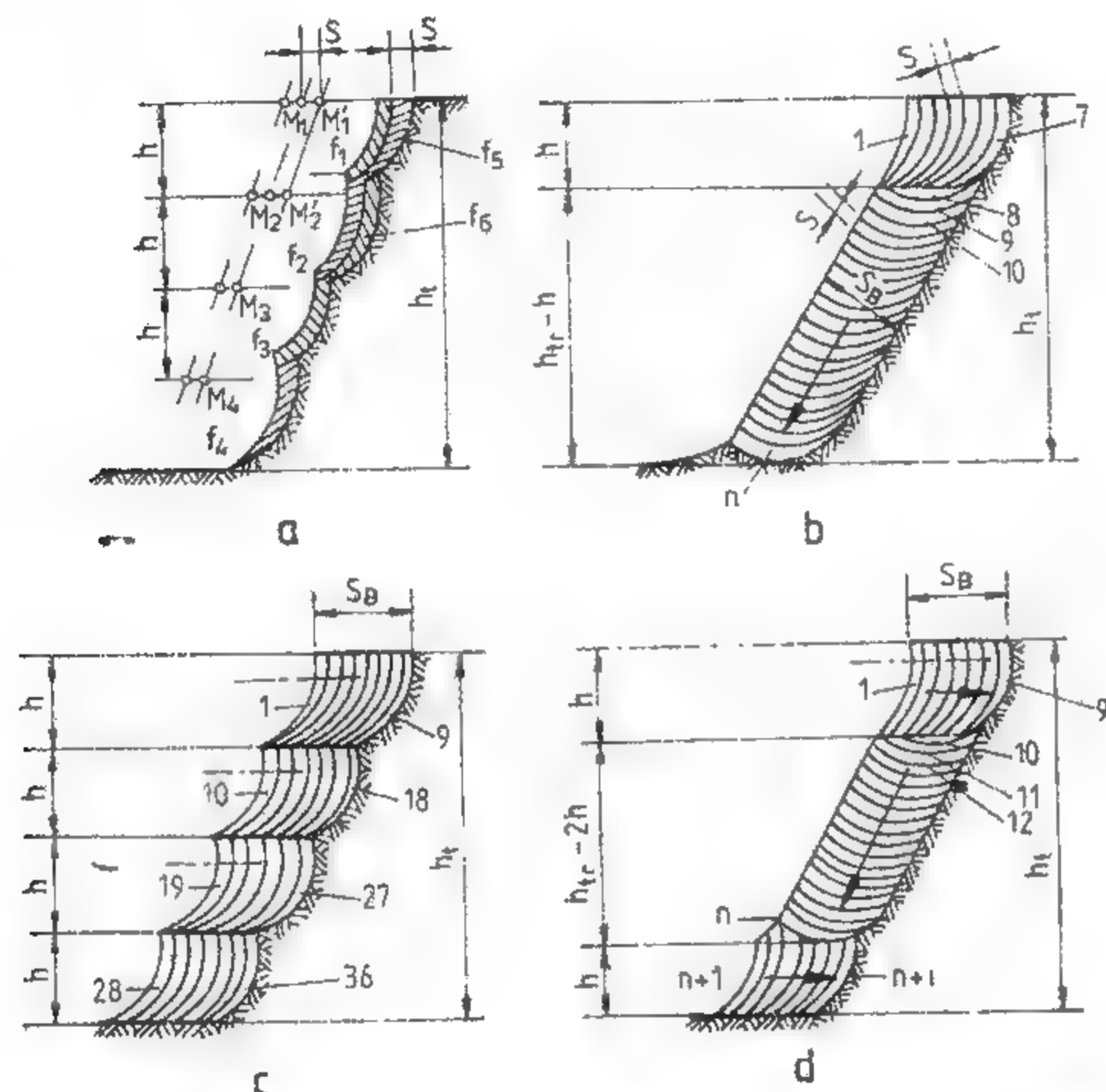


Fig. XX.55. Scheme de excavare a frontului de lucru cu excavatorul cu rotor.

c) Se excavă cu spanuri verticale o adâncime de bloc dorită de-a lungul frontului, ca în cazul precedent, și se coboară brațul cu înălțimea, h , repetind operația până la atingerea bermei inferioare, în ordinea numerotării (fig. XX.55, c). Această schemă se aplică de obicei în cazul exploatării rocilor friabile și la extragerea selectivă în felii orizontale. Schema se aplică în condițiile țării noastre în bazinul Rovinari, la carierele Gîrla, Tismana și Betreaga.

d) Pentru evitarea creștelor rămase la culcuș în schema b, se combină această schemă cu schema c, și, după excavarea porțiunii superioare 1-2, se continuă lucrul după schema b până aproape de piciorul taluzului, după care se excavă ultima înălțime h , conform schemei c (fig. XX.55, d). Această schemă se folosește în fronturi compuse din strate de roci de diferite țări.

La extragerea în blocuri cu excavatoare cu rotor fără braț prelungitor sunt utilizate patru scheme de lucru redată în fig. XX.56. Excavatorul înaintază spre front cu o distanță egală cu grosimea S a spanului, care prin rotirea brațului port-rotor cu unghiul $\varphi = 0-90^\circ$, se reduce la zero.

a) Se excavă cu rotirea completă a brațului port-rotor pe întreaga lățime de bloc (fig. XX.56, a).

b) Se excavă cu rotirea brațului cu unghi de valoare variabilă pe măsura avansării. În acest caz rămân coaste care vor fi tăiate la excavarea intrindului următor (fig. XX.56, b).

c) Se excavă cu rotirea incompletă a brațului dar cu unghiuri egale în ambele părți, adică cu unghi constant (fig. XX.56, c).

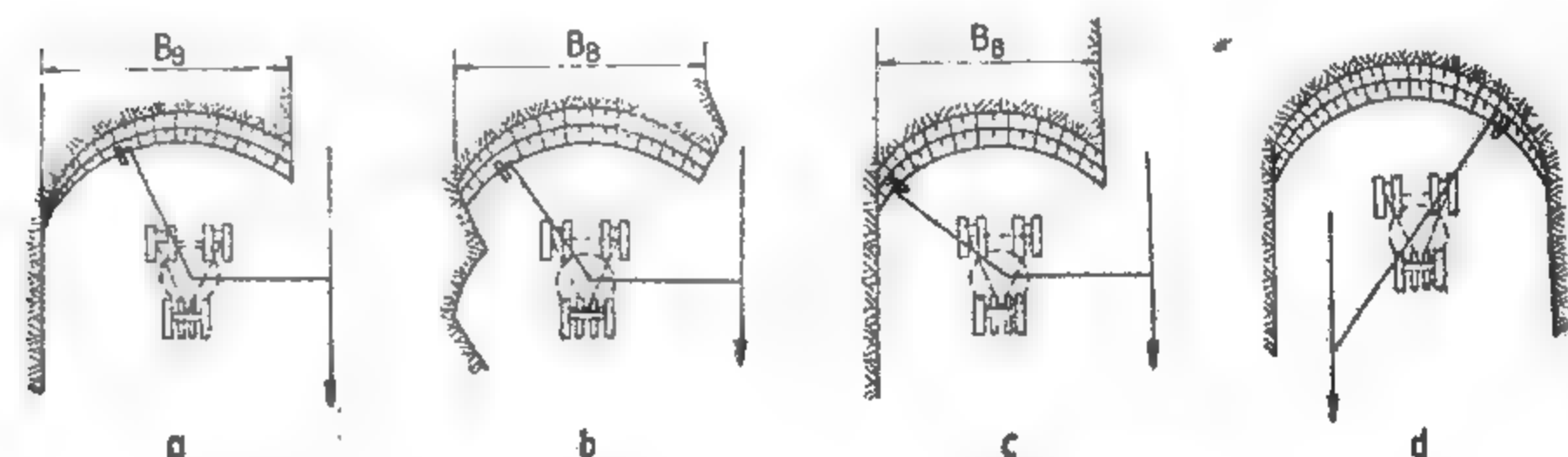


Fig. XX.56. Scheme de lucru în bloc cu excavatorul cu rotor.

d) Se execută excavarea cu front unic, adică rotirea brațului excavatorului se face la un unghi de aproximativ 120° ; în acest caz încărcarea este dificilă, motiv pentru care schema se aplică numai în cazuri foarte rare, și anume la săparea tranșelor și crearea fronturilor inițiale de lucru (fig. XX.56, d).

Subliniem faptul că la alegerea unei scheme de excavare nu se respectă reguli precise, ci trebuie luați în considerare o serie de factori locali ca de exemplu: caracteristicile fizico-mecanice ale materialului excavat care decid și grosimea spanului; valoarea unghiului de taluz; înălțimea totală a treptei (care va fi un multiplu al înălțimii spanului); posibilitatea prelungirii brațului; lungimea frontului de lucru etc.

Între țările constructoare de excavatoare cu rotor și cupe tăietoare cităm: R.D.G., R.F.G., U.R.S.S., Cehoslovacia ș.a.

În tabelul XX.22 sunt prezentate caracteristicile tehnice ale excavatoarelor cu rotor și cupe tăietoare, de diferite fabricații, folosite în exploatarea la zi din țara noastră.

În tabelul XX.23 este prezentată în mod sintetic productivitatea excavatoarelor folosite în exploatarea la zi.

Făcînd o comparație între excavatoarele de tip elindă și cele cu rotor și cupe tăietoare se constată că elindele taie bine sub nivelul de deplasare, asigurînd o productivitate maximă, pe cînd excavatoarele cu rotor sînt mai selective, pot excava și roci de tărie medie cum sînt marnele și gresile, taie și prelucurează bine taluzul la excavarea superioară, descărcarea cupelor se face complet și în condiții bune, au o uzură mai redusă și necesită o întreținere mai puțin costisitoare, asigurînd productivitatea cea mai mare.

Caracteristicile tehnice ale excavatoarelor cu rotor

Indicatori	Tipul		
	Sch Rs. 1400 $\frac{30}{7}$ R.F.G.	Sch Rs. 400 $\frac{12,8}{5}$ R.F.G.	SRS 2 000 $\frac{30}{7}$ R.D.G.
Diametrul rotorului, m	11,5	6,2	11,0
Numărul cupelor, buc.	9	8	9
Numărul cuțitelor tăietoare, buc.	9	8	9
Volumul unei cupe, l	1400	400	1100
Numărul de deversări, deversări/ /min	39-46	48-60-72	91-72
Viteza de tăiere, m/s	2,6-3,08	1,95-2,44- -2,96	2,92-2,24
Productivitatea teoretică, m ³ /h	3280-3860	1150-1440- -1730	6000/4600 4500/3500
Înălțimea de excavare, m	30	12,8	30
Adâncimea de excavare, m	7,0	5,0	7
Lungimea brațului port-rotor, de la centrul de rotație la centrul rotorului, m	36,2	17,2	46,6
Greutatea de serviciu, kN	14 520	52 20,6	23 950
Viteza de deplasare, m/min	6	5	6
Viteza benzii de transport, m/s	3,6	3,5	4,1
Puterea instalată a motoarelor, kW	2696	800	3636
Presiunea pe sol, daN/cm ²	1,16	1,1	1,2

Tabelul XX.24

Împărțirea rocilor după coeficientul de excavare

Cate- goria	Roci tipice	Valorile coeficienților		
		de umplere	de afinare a rocii	de excavare
I	Nisipoase	1,00	1,10	0,90
II	Argilo-prăfoase	1,00	1,20	0,85
III	Argiloase	1,00-0,95	1,25	0,80-0,75
IV	Argile cu incluziuni de piatră, șisturi	1,00-0,90	1,30	0,75-0,70
V	Semistîncoase și stîncoase, alu- vionare	1,00-0,85	1,35-1,40	0,75-0,60
VI	Stîncoase eruptive	1,00-0,80	1,40-1,50	0,60-0,55

Tabelul XX.22

și cupe tăietoare folosite în România

excavatorului			
SRs 1.300 $\frac{26}{3,5}$ R.D.G.	SRs 470 $\frac{15}{3,5}$ R.D.G.	SRs 470 $\frac{18}{1,8}$ R.D.G.	Sch-Rs. 100 R.F.G.
8,4	6,3	6,3	4,2
14	8	8	6
—	—	—	6
700	470	470	160
84-87	60	60	28-45-58-68
2,64-2,11	2,47	2,47	1,41-1,66-2,12- -2,47
3500-3800	1300-1690	1300-1690	364-430-556-650
2600-2100			
26	15	18	9,5
3,5	3,5	1,8	0,4
36,5	23,2	31	9,3
20 100	6300	6370	970
6	6	6,0	5,2
4,25	3,55	3,55	3,0
2540	1275	1044	187
1,10	1,08	1,08	0,911

Tabelul XX.25

Coeficienții de reducere a productivității normale la excavatoare cu o cupă

Condiții de lucru	Coeficientul de reducere
Lumină artificială	1,10
Temperaturi sub 0°C	1,15
Front de lucru de înălțime mică	1,10
Descărcare în mijloace de transport cu platforma la un nivel diferit de cel al excavatorului cu peste 2,00 m	1,10
Excavații în terenuri cu nisip fin îmbibat cu apă sau cu argile ude, care se lipsesc de cupă	1,25
Excavații executate cu dragline sub apă :	
— adâncimea apei sub 2,00 m	1,25
— adâncimea apei sub 2,00-4,00 m	1,40
— adâncimea apei sub 4,00-5,00 m	1,70
Excavații executate cu draglina la lucrări cu secțiune mică (canale de irigații, de asecare etc.) care comportă finisare	1,20

Tabelul XX.23 (continuare)

1	2	3	4
		<p>n_{sch} — numărul de schimburi în care se lucrează pe zi (cel mai frecvent se lucrează două schimburi a 8 ore pe sch. = 16 ore pe zi);</p> <p>n — numărul de zile disponibile într-un an pentru activitatea de excavare.</p>	<p>Dacă cupa se umple greu cu material se recurge la așa-numite <i>excavări repetate</i>. Folosirea excavatoarelor repetate se stabilește în baza analizei expresiei:</p> $\frac{t}{\eta_u} \leq \frac{t + t_1 + t_2}{\eta_u'}$ <p>în care:</p> <p>t — este durata completă a unui ciclu de lucru;</p> <p>t_1 — durata de excavare;</p> <p>t_2 — durata de coborire a cupei pe talpa frontului de lucru;</p> <p>η_u — coeficient de umplere a cupei la o excavare;</p> <p>η_u' — coeficient de umplere a cupei de la o excavare repetată.</p> <p>Se vor folosi excavările repetate atunci cînd:</p> $\frac{t}{\eta_u} > \frac{t + t_1 + t_2}{\eta_u'}$ <p>În condiții grele de lucru marcate prin: lumină artificială; temperaturi sub zero grade; front de lucru de înălțime mică etc., productivitatea de exploatare normală a excavatoarelor cu o</p>

EXCAVATOARE CU ACȚIUNE INTERMITENTĂ

EXCAVATOARE CU ACȚIUNE CONTINUĂ:
Excavator tip elindă

<p>Productivitatea teoretică</p> $Q_h = \frac{60 \cdot q \cdot n}{1000} \quad [m^3/h]$ <p>Productivitatea tehnică</p> $Q_{ht} = \frac{60 \cdot q \cdot n \cdot \eta_e}{1000} \quad [m^3/h]$ <p>Productivitatea de exploatare</p> $Q_{hes} = \frac{60 \cdot q \cdot n \cdot \eta_e \cdot T \cdot \eta_i}{1000} \quad [m^3/sch]$ <p>sau</p> $n = \frac{n_0 \cdot m \cdot b}{m \cdot b} \quad [umpleri \text{ sau } gollri/min.]$ <p>sau</p> $n = \frac{1000 \cdot v}{m \cdot b} \quad [umpleri \text{ sau } gollri/min.]$	<p>q este capacitatea unei cupe.</p> <p>n — numărul umplerilor sau golirilor pe minut;</p> <p>η_e — coeficient de excavare (v. tabelul XX.27);</p> <p>η_u — coeficient de umplere a cupei cu material (v. tabelul XX.27);</p> <p>k — coeficient de afinare a materialului în cupă (v. tabelul XX.27);</p> <p>η_i — coeficient de folosire a excavatorului în timp;</p> <p>n_0 — numărul de rotații pe minut al stelei poligonale;</p> <p>$m \cdot b$ — numărul laturilor stelei poligonale;</p> <p>v — 0,8–1,2 m/s — viteza lanțului cu cupe;</p> <p>m — numărul zalelor dintre două cupe vechi; în rocile friabile, nisipoase sau nisipoase-prăfoase care se excavază ușor și se descarcă ușor din cupe, se folosesc lanțuri cu patru zale; pentru rocile mai compacte,</p>	<p>cupă se micsorează cu coeficienți de reducere dați în tabelul XX.25.</p> <p>Pentru calculul productivității draginei și a excavatorului cu cupă înversă după productivitatea cunoscută a excavatorului cu cupă dreaptă, la aceeași capacitate a cupei, pot servi coeficienții comparativi din tabelul XX.26.</p> <p>Pentru folosirea productivă a excavatorului va trebui ca:</p> $Q_0 = (3 \dots 4) q$ <p>Q_0 fiind capacitatea vasului de transport.</p> <p>La excavarea inferioară, cupa deplasează materialul nu numai în interiorul ei, ci și în fața prin tirire. De aceea, în acest caz, gradul de umplere al cupei se apreciază după volumul rocii din fieră care cupă; în practică el atinge, în bune condiții 200 %, adică $\eta_u = 2$ și rareori este mai mic de 1. La excavarea superioară, în condiții normale, coeficientul de umplere este cu cel puțin 12–25 % mai mic decât la excavarea inferioară.</p> <p>Numărul de umpleri și goliri pe minut este funcție de viteza lanțului cu cupe și de construcția și pasul acestuia; acestea se alegă în conformitate cu proprietățile fizico-mecanice ale rocilor de excavat.</p> <p>La rocile care se excavază și se golesc ușor, se realizează un nu-</p>
---	---	---

Tabelul XX.93 (continuare)

1	2	3	4
	Pentru calcule aproximative productivitatea excavatoarelor cu mai multe cupe în unitatea de timp total de lucru al acestora se ia proporțional cu capacitatea cupei; pentru fiecare 100 l de capacitate a cupei, 100 m ³ productivitatea pe oră.	argiloase-prăfoase și mai ales cele argiloase, se folosesc lanțuri cu șase zale; pentru rocile plastice lipicioase, se folosesc lanțuri cu opt zale. — distanța dintre bolțurile a două zale, mm.	măr mai mare de umpleri prin mărirea vitezei lanțului cu cupe, prin micșorarea pasului sau prin folosirea simultană a ambelor măsuri. Dacă viteza lanțului este mai mare decât cea admisă, cupele nu se golesc și duc materialul înapoi la frontul de lucru; dacă pasul lanțului este mai mic decât cel admis la golirea cupei se produce vărsarea materialului din cupa precedentă în cea următoare. Productivitatea excavatoarelor de tip elindă depinde în mod hotărâtor de asigurarea lor cu mijloacele necesare de transport (v. tabelul XX.28).
	Productivitatea teoretică $Q_h = \frac{60 \cdot q \cdot n}{1000} \quad [m^3/h]$ sau $Q_h = \frac{1,8 \cdot q \cdot z \cdot w}{\pi} \quad [m^3/h]$ și respectiv $Q_h = 60 \cdot h \cdot S \cdot v_p \quad [m^3/h]$ Productivitatea tehnică $Q_{ht} = \frac{60 \cdot q \cdot n \cdot \eta_e}{1000} \quad [m^3/h]$	q este volumul unei cupe de pe rotor, l; n — numărul cupelor golite pe minut; h — înălțimea șpanului de tăiere: $h = (0,5-0,7) D$, m; S — adâncimea medie de tăiere (grosimea medie a șpanului), m; v_p — viteză de pivotare, m/s; η_e — coeficientul de excavare; $\eta_n = 1,4-1,5$ — coeficientul de umplere al cupei cu material; k — coeficientul de afinare a rocii în cupa excavatorului: $k = 1,3$ — pentru nisip și pletriș; $k = 1,45$ — pentru material steril amestecat;	Cupele necelulare cu care sînt dotate majoritatea excavatoarelor cu rotor se încarcă bine și, de asemenea, se descarcă complet și fără dificultăți. Viteza de tăiere și cea unghiulară au mărimi variabile în funcție de diametrul rotorului: $v = 1,4$ m/s — pentru $D = 2,4$ m $v = 2,4$ m/s — pentru $D = 16$ m $w = 0,45$ s ⁻¹ — pentru $D \leq 8,0$ m $w = 0,35$ s ⁻¹ — pentru $D > 8,0$ m

EXCAVATOARE CU ACȚIUNE CONTINUĂ:

Excavatorul cu rotor și cupe tăietoare

$$Q_{ex} = \frac{60 \cdot q \cdot n \cdot \eta_e}{1000} \cdot T \cdot \eta_t \quad [m^3/sch]$$

$$\eta_e = \frac{\eta_u}{k}$$

$$n = Z \cdot N \quad [goliri-umpleri/min]$$

$$N = \frac{60 \cdot v}{\pi \cdot D} \quad [rotații/min]$$

sau

$$N = \frac{30 \cdot w}{\pi} \quad [rotații/min]$$

$$v = w \cdot \frac{D}{2} \quad [m/s]$$

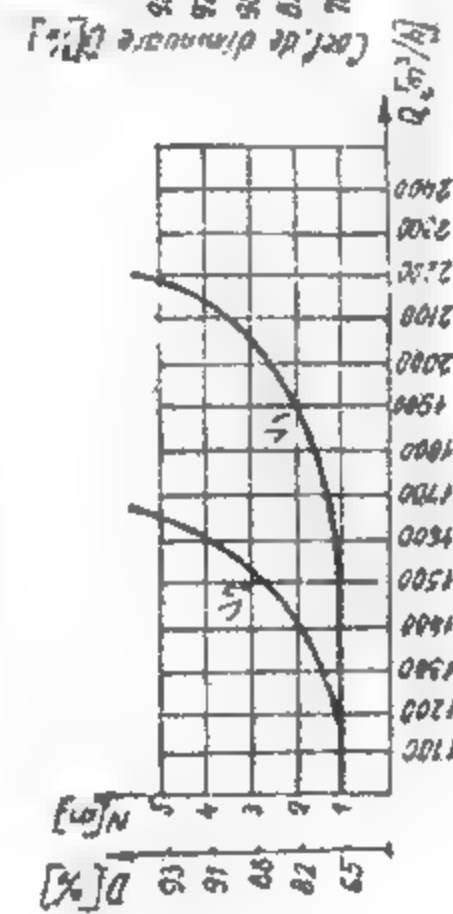
Capacitatea orară de excavare pentru o linie tehnologică dotată cu excavator cu rotor:

$$Q_{med} = \frac{H}{\sum_{i=1}^n \frac{h_i}{Q_i}} \quad [m^3/b]$$

Luând în considerare un coeficient de diminuare a capacității, $k = (0,7-0,95)$, ce ține seama de starea tehnică a utilajului și de natura materialului din frontul de excavare, se obține capacitatea orară planificată:

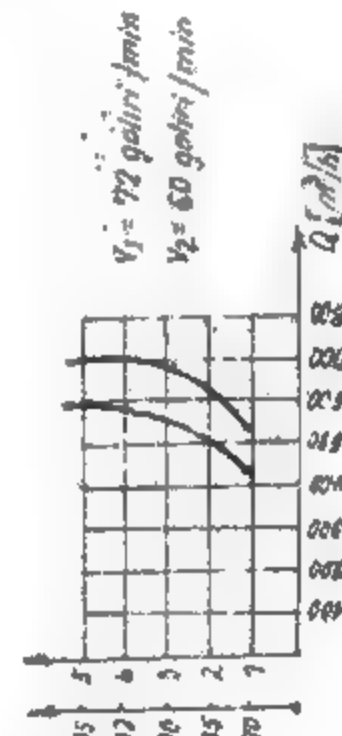
$$Q_{med,pl} = Q_{med} \cdot k \quad [m^3/b]$$

$k = 1,66$ — pentru argile;
 $k = 1,5$ — pentru cărbune;
 T — durată schimbului de lucru, ore;
 η_t — coeficient de folosire a excavatorului în timp;
 Z — numărul cupelor de pe rotor, buc.;



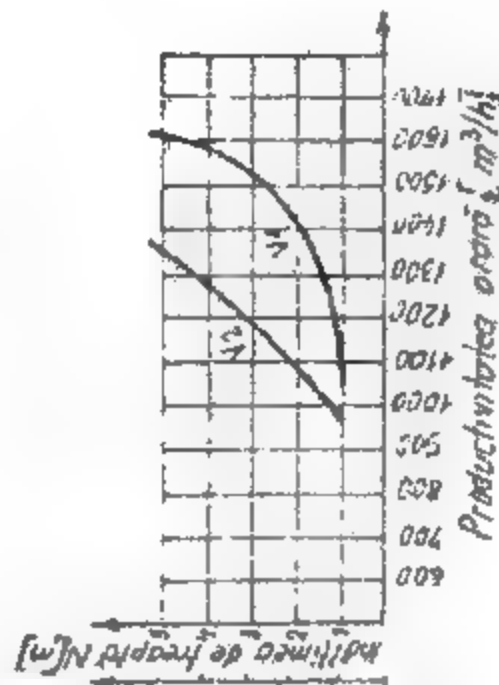
$V_1 = 91$ goliri/min
 $V_2 = 70$ goliri/min

Excavatorul Sch. Rs. - 1400.30/7



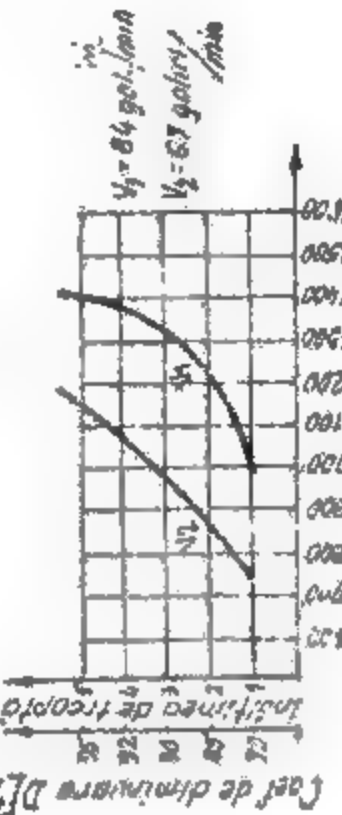
$V_1 = 72$ goliri/min
 $V_2 = 60$ goliri/min

Excavatorul - Rs. - 1300.20/3,5.



$V_1 = 45$ goliri/min
 $V_2 = 35$ goliri/min

Excavatorul S. Rs. 2000.30/7.



$V_1 = 84$ goliri/min
 $V_2 = 67$ goliri/min

Productivitatea orară [m³/h]

Excavatorul Sch. Rs. 400.12,8/5,0

Capacitatea orară în funcție de înălțimea fetei excavate și de numărul maxim și minim de goliri ale cupelor.

N — numărul rotațiilor în unitatea de timp;

v — viteza de tăiere a rocii, m/s;

înseamnă că și capacitatea de excavare scade. Pentru a păstra constant volumul de material ex-

Tabelul XX.23 (continuare)

1	2	3	4
Când excavatoarele lucrează cu cupe inversate (tăiere sub șenilă), productivitatea se reduce cu 25% față de situația în care se lucrează cu tăiere înaltă.	D — diametrul exterior al rotorului cu cupe, m; w — viteza unghiulară a rotorului; H — înălțimea treptei, m; h_t — înălțimea felilor de tăiere, m; Q_t — productivități orare în funcție de înălțimea felilor de tăiere și de viteza de rotație a rotorului, m^3/h ; $V = L \cdot A \cdot h$ — volumul blocului de extragere, m^3 ; L — lungimea blocului de extragere, m; A — lățimea blocului de extragere, m; h — înălțimea treptei, m; t_{tt} — timpul efectiv lucrat la tăierea în treaptă înaltă, ore; t_{tj} — timpul efectiv lucrat la tăierea sub șenilă, ore; $T_{ts} = t_{tt} + t_{tj}$ — timpul de funcționare în sarcină; t_m — timpul necesar pentru o manevră, min; n_{man} — numărul de manevră pe bloc; n_{bt} — numărul de blocuri extrase; $V_{bt} = L \cdot A \cdot h$ — volumul blocului de extragere, m^3 ; l — pasul de excavare, m; T_{com} — timpul necesar de comutare de pe steril pe util și invers; T_d — timpul disponibil anual, zile/an; T_c — 365 — timpul calendaristic anual, zile/an; R_a — 30 zile/an — durata unei revizii anuale;	— diametrul exterior al rotorului cu cupe, m; — viteza unghiulară a rotorului; — înălțimea treptei, m; — înălțimea felilor de tăiere, m; — productivități orare în funcție de înălțimea felilor de tăiere și de viteza de rotație a rotorului, m^3/h ; $V = L \cdot A \cdot h$ — volumul blocului de extragere, m^3 ; — lungimea blocului de extragere, m; — lățimea blocului de extragere, m; — înălțimea treptei, m; — timpul efectiv lucrat la tăierea în treaptă înaltă, ore; — timpul efectiv lucrat la tăierea sub șenilă, ore; $T_{ts} = t_{tt} + t_{tj}$ — timpul de funcționare în sarcină; t_m — timpul necesar pentru o manevră, min; n_{man} — numărul de manevră pe bloc; n_{bt} — numărul de blocuri extrase; $V_{bt} = L \cdot A \cdot h$ — volumul blocului de extragere, m^3 ; l — pasul de excavare, m; T_{com} — timpul necesar de comutare de pe steril pe util și invers; T_d — timpul disponibil anual, zile/an; T_c — 365 — timpul calendaristic anual, zile/an; R_a — 30 zile/an — durata unei revizii anuale;	— diametrul exterior al rotorului cu cupe, m; — viteza unghiulară a rotorului; — înălțimea treptei, m; — înălțimea felilor de tăiere, m; — productivități orare în funcție de înălțimea felilor de tăiere și de viteza de rotație a rotorului, m^3/h ; $V = L \cdot A \cdot h$ — volumul blocului de extragere, m^3 ; — lungimea blocului de extragere, m; — lățimea blocului de extragere, m; — înălțimea treptei, m; — timpul efectiv lucrat la tăierea în treaptă înaltă, ore; — timpul efectiv lucrat la tăierea sub șenilă, ore; $T_{ts} = t_{tt} + t_{tj}$ — timpul de funcționare în sarcină; t_m — timpul necesar pentru o manevră, min; n_{man} — numărul de manevră pe bloc; n_{bt} — numărul de blocuri extrase; $V_{bt} = L \cdot A \cdot h$ — volumul blocului de extragere, m^3 ; l — pasul de excavare, m; T_{com} — timpul necesar de comutare de pe steril pe util și invers; T_d — timpul disponibil anual, zile/an; T_c — 365 — timpul calendaristic anual, zile/an; R_a — 30 zile/an — durata unei revizii anuale;

EXCAVATOARE CU ACȚIUNE CONTINUĂ:

Excavatorul cu rotor și cupe tăietoare

câ pe zi cota din revizia săptămânală este:

$$C_{Rz} = 12 : 7 = 1,7 \text{ ore/zi}$$

— timpul de manevră se determină cu relația:

$$T_{mzt} = n_{bt} \cdot \frac{n_{man} \cdot t_m}{60}$$

$$\left(\frac{V_{bt}}{Q_{med, pl}} + n_{bt} \cdot \frac{n_{man} \cdot t_m}{60} \right)$$

Fondul de timp de funcționare zilnic se calculează cu relația:

$$T_{fzt} = T_{zt} - T_d \quad [\text{ore}]$$

în care:

$$T_d = R_{zt} + C_{Rz} + T_{mzt} + T_{com} \quad [\text{ore}]$$

Fondul de timp anual de funcționare se poate stabili cu relația:

$$T_f = T_d \cdot \frac{1}{1 + \eta \cdot \frac{Q_{med} \cdot t_c}{A \cdot h \cdot L}} \quad [\text{zile/an}]$$

$$T_d = T_c - (R_a + R + D) \quad [\text{zile/an}]$$

 $R = 33 \text{ zile/an}$ — durata reviziilor lunare, pe an; într-un an au loc 11 revizii lunare a 3 zile pe lună;
 $I = 10 \text{ zile/an}$ — durata intreruperilor;
 $\eta = 0,7$ — coeficient de suprapunere a operațiilor de ripare a transportorului de la frontul de excavare cu cel de la haldă;

 t_t — timpul total de intreruperi pe blocul de extragere (întrind);
 $t_t = t_r + t_c + t_{tb}$ [zile/bloc] sau

$$t_t = (t_r + t_c + t_{tb}) T_{zt} \quad [\text{ore/bloc}]$$

$$t_r = t_{r \text{ front}} + t_{r \text{ haldă}} \quad [\text{zile/bloc}]$$

$$t_{r \text{ front}} = L_B \cdot t_r' \quad [\text{zile/bloc}]$$

$$t_{r \text{ haldă}} = L_B \cdot t_r'' \quad [\text{zile/bloc}]$$

 $t_r' = 3 \text{ zile/km}$ — norma de timp pentru riparea transportoarelor de front și
 $t_r'' = 5 \text{ zile/km}$ — norma de timp pentru riparea transportoarelor de haldă;

$$L_B = \text{lungimea benzii, m/bloc};$$

 t_r — durata ripărilor transportorului cu bandă, zile/bloc;
 t_c — durata inversărilor de cupe, zile/bloc;

 t_{tb} — durata trecerilor peste bandă, zile/bloc;
 k_1 — coeficient industrial de descoperță

$$= \frac{232 \cdot P \cdot Q \cdot D \cdot \gamma}{\sqrt{Q \cdot D \cdot n} + 1,47 D \cdot n \cdot r} \quad [\text{N/cm}]$$

în care:

 P este energia absorbită de motorul de acționare a rotorului, kW;
 Q — productivitatea excavatorului, m^3/h ;
 D — diametrul rotorului, m;
 γ — greutatea volumetrică a materialului, N/m^3 ;
 n — numărul cupelor goale pe minut;
 r — raza de curbura a cuțitului cupei, m.

În funcție de rezistența specifică opusă la excavarea cu excavatorul cu rotor și cupe tăietoare, rocile respectiv terenurile se împart în trei mari categorii și anume:

- terenuri ușoare (nisip, pietriș etc.),
 $k = 200 \text{ N/cm}$;
 — terenuri medii, $k \geq 300 \text{ N/cm}$;
 — terenuri tari (argilă compactă, marnă etc.),
 $k = 500 - 600 \text{ N/cm}$.

Tabelul XX.22 (continuare)

1	2	3	4
	T_e — timpul de exploatare a blocului.		
	$T_{expl} = \frac{A \cdot h \cdot L}{Q_{med}}$		
	$T_f = T_d \cdot \frac{1}{1 + \frac{\eta \cdot l_i}{T_{expl}}}$		
	Fondul de timp total anual necesar pentru operații auxiliare:		
	$T_a = T_d \cdot \frac{1}{1 + \frac{T_{expl}}{\eta \cdot l_i}} \quad [\text{zile/an}]$		
	Volumul anual de masă minieră posibil de excavat:		
	$Q_{mm} = \sum_{i=1}^n Q_{med,i} \cdot h \cdot T_f^i \quad [\text{m}^3/\text{an}]$		
	Capacitatea de producție a carierelor în util:		
	$Q_u = \frac{Q_{mm}}{\frac{1}{\gamma} + k_1} \quad [\text{mil. t/an}]$		

EXCAVATOARE CU ACȚIUNE CONTINUĂ:

Excavatorul cu rotor și cupe tăietoare

Coefficientul de utilizare a complexelor de excavare, transport și haldare

Calculul se face în funcție de utilajul conducător care este excavatorul cu rotor.

Coefficientul de utilizare efectivă.

$$C_{rr} = \frac{T_f}{T_e} \cdot 100 \quad [\%]$$

$$C_{rpl} = \frac{T_d}{T_e} \cdot 100 \quad [\%]$$

Coefficientul de utilizare intensă:

$$C_{im} = \frac{Q_{ef}}{Q_g} \cdot 100 \quad [\%]$$

sau

$$C_{im} = \frac{Q_{ef}}{Q_t} \cdot 100 \quad [\%]$$

Coefficientul de utilizare totală:

$$C_t = C_{rr} \cdot C_{im} \cdot 100 \quad [\%]$$

Fiabilitatea

$$C_f = \frac{T_{ef}}{T_d + T_a} \cdot 100 \quad [\%]$$

Coefficientul de utilizare efectivă modul în care s-a făcut folosirea în timp a utilajului, iar coeficientul de utilizare intensă vă arată modul în care a fost folosită capacitatea excavatorului.

Din experiența acumulată pe plan mondial, se constată că o realizare de 50% a utilizării efective, în medie pe carieră, față de timpul calendaristic, și consideră o folosire bună.

O utilizare intensă se consideră corespunzătoare când procentual este de circa 90% din cea garantată, sau circa 50% din productivitatea orară teoretică.

La un coeficient de utilizare efectiv de 50% și cel intensiv de 90%, coeficientul de utilizare totală este de 45%.

Printr-o organizare și conducere la nivel corespunzător a proceselor tehnologice în general și a celor neproductive în special, se ajunge la creșterea timpului de funcționare, respectiv la o fiabilitate mai bună.

Din punct de vedere al folosirii extensive a utilajelor situația este mai bună în carierele cu mijloace clasice de excavare și transport, unde atît excavatoarele cît și autobasculantele sînt mai simple și mai robuste, iar atunci cînd intervin staționări mai mari pot fi înlocuite cu altele.

T_f — este timpul de funcționare, h;
 T_e — timpul calendaristic, h;
 T_d — timpul disponibil calculat, h.

Q_{ef} — productivitatea orară efectivă, m^3/h ;
 Q_g — productivitatea orară garantată, m^3/h ;
 Q_t — productivitatea orară teoretică, m^3/h ;

C_f — coeficient de fiabilitate, %;
 T_{ef} — timpul efectiv de funcționare, h;
 T_a — timpul staționărilor accidentale, h.

Tabelul XX.26

Coeficienții comparativi de productivitate pentru diferite tipuri de excavatoare

Tipul excavatorului	Roci moi din categoria I	Roci mijlocii și de compactitate mijlocie, categ. II, III	Roci compacte de categ. IV	Roci slăboase de categ. V
Lopată mecanică	1,00	1,00	1,00	1,00
Draglină	0,82	0,88	0,77	0,64
Lopată cu acțiune inversă	0,64	0,66	0,70	0,68

Tabelul XX.27

Valorile coeficientului de excavare, la excavarea inferioară

Categorii rocilor după tabelul XX.24.	Denumirea rocilor	Exemple de valori ale coeficienților			
		de umplere	de afinare	de excavare	
				în condiții grele	în condiții favorabile
I	Nisip, pietriș	1,1—2,0	1,20	0,80	1,65
II	Cărbune brun, roci argiloase prăfoase ușoare	1,0—1,5	1,25	0,85	1,25
III	Roci argiloase prăfoase compacte	1,0—1,3	1,25—1,30	0,80	1,00
IV	Roci argiloase	0,9—1,1	1,30—1,35	0,70	0,80

Tabelul XX.28

Coeficientul de utilizare a excavatoarelor în funcție de felul transportorului

Felul transportorului pentru deservirea excavatorului	Coeficientul de utilizare a excavatorului
Transportor cu bandă	0,90—0,95
Transportor feroviar pe două linii (excavator cu două portale)	0,85—0,90
Idem, pe o singură linie (excavator cu un singur portal)	0,60—0,80

5.3. INSTALAȚII ȘI UTILAJE DE EXCAVARE-ÎNCĂRCARE ȘI TRANSPORT

În etapa actuală de dezvoltare a tehnicilor și tehnologiilor de lucru, în exploatarea la zi multe operații principale și auxiliare, necesare de realizat pentru bunul mers al procesului tehnologic de producție, se fac folosind o serie de mașini și utilaje ca: screpere, buldozere, scarificatoare, autogredere, încărcătoare etc.

5.3.1. INSTALAȚII DE SCREPER

Instalațiile de screper reprezintă instalații, folosite în cariere, care pot să sape, să încarce, să transporte și să repartizeze roca în cursul descărcării. Screperele pot fi cu cabluri sau pe roți.

Screpere cu cabluri. Pentru distanțe scurte, de 100—150 m și volume mici de transport, se folosesc screperele cu cabluri (fig. XX.57).

Volumul cupei poate ajunge până la 10 m³. Atât stația de acționare cit și stația de întoarcere pot fi mobile, cînd se deplasează în lungul carierei. În cazul zăcămintelor cu lungime mică, capul de acționare poate fi fix, iar scripetele de întoarcere se poate muta pe un cablu întins paralel cu frontul de lucru.

Instalațiile de screper cu cabluri sînt folosite de multe ori la exploatarea zăcămintelor mici de nisipuri, pietriș, fosforite și alte substanțe minerale utile, cînd stratul nu are grosime mai mare de 3 m, iar descoperța nu depășește 5—6 m.

Instalațiile de screper cu cabluri sînt folosite cu mult succes și la operațiile de încărcare și transport a rocilor tari extrase în cariere prin lucrări de perforare-împușcare.

Productivitatea pe schimb a unei instalații de screper cu cablu poate fi exprimată prin relația prezentată în tabelul XX.29.

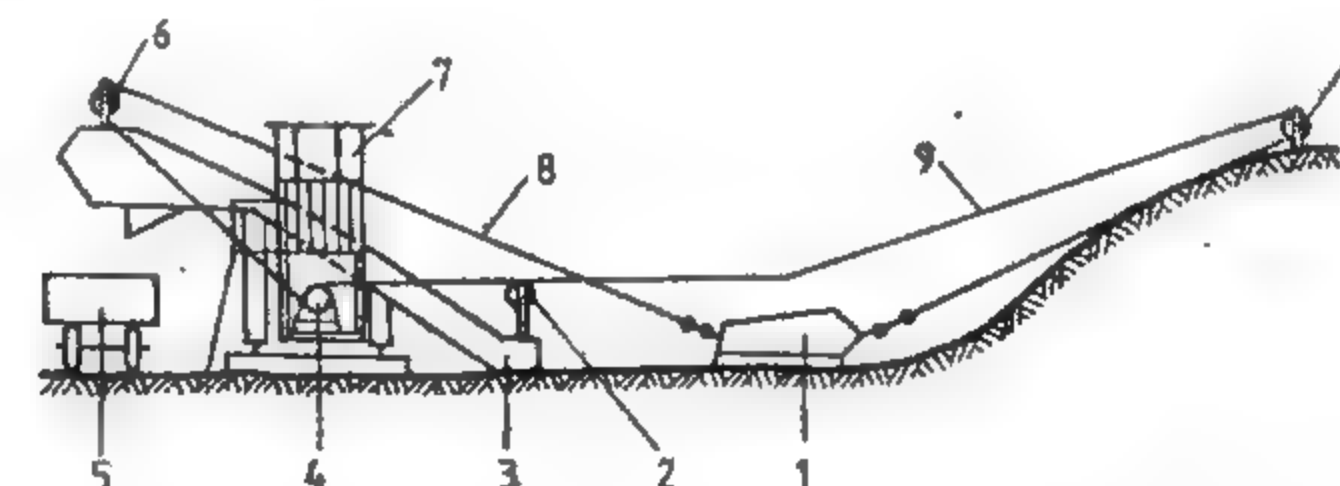


Fig. XX.57. Schema de lucru cu instalație de screper cu cabluri :

1 — cupă screper; 2 — scripete conducător; 3 — platformă; 4 — vinci; 5 — utilaj de transport; 6 — scripete de întoarcere; 7 — cabina de comandă; 8 — cablu de plin; 9 — cablu de gol.

Screpere pe roți. Aceste instalații sînt utilizate pentru descoperțarea zăcămintelor, excavarea aluviunilor, săparea tranșelor și realizarea unor serii de lucrări auxiliare și îndeosebi pentru curățirea stratelor de substanță minerală utilă. Distanța de transport cu aceste instalații nu depășește de obicei 1,0—1,5 km.

Productivitatea instalațiilor și utilajelor de excavat, încălecat și transportat

Denumirea instalației sau utilajului	Semnificația notațiilor și valoarea coeficienților	
	Produsivitatea	Formula de calcul și ajutoare
Screper cu cablu	$Q_{sch} = \frac{3600 \cdot q \cdot \eta_e \cdot \eta_t \cdot T}{l + \frac{l}{v_1} + \frac{l}{v_2} + l_1 + l_2}$ $T_e = l_1 + l_p + l_g + l_d$	q — capacitatea cupei screperului, m^3 ; η_e — coeficient de excavare ($\eta_e \text{ screper} = \eta_e \text{ draglină}$); η_t — coeficient de utilizare productivă a instalației pe schimb; T — durata unui schimb de lucru; L — lungimea medie de excavare și transport cu screperul; v_1 și v_2 — viteza cursei în gol și respectiv utilă a screperului; l_1 și l_2 — pauze pentru trecerea de la cursa în gol la cursa utilă și invers. T_{sch} — timpul de lucru al unui schimb, ore; V_s — volumul screperului, m^3 ; T_e — timpul unui ciclu de lucru, min; η_t — coeficient de utilizare a timpului de lucru; η_e — 0,85...1,13 — coeficient de umplere a cupei; K — 1,1...1,45 — coeficient de înfiore a materialului; l_1 — timpul de încălecare a cupei, min; l_p, l_g — timp de mers al screperului plin și respectiv gol, min; l_d — timpul de descărcare a cupei, min.
Screper cu roți	$Q_{sch} = \frac{60 \cdot T_{sch} \cdot \eta_e \cdot \eta_t \cdot V_s}{T_e \cdot K}$ $T_e = l_1 + l_p + l_g + l_d$	T_{sch} — timpul de lucru al unui schimb, ore; V_s — volumul screperului, m^3 ; T_e — timpul unui ciclu de lucru, min; η_t — coeficient de utilizare a timpului de lucru; η_e — 0,85...1,13 — coeficient de umplere a cupei; K — 1,1...1,45 — coeficient de înfiore a materialului; l_1 — timpul de încălecare a cupei, min; l_p, l_g — timp de mers al screperului plin și respectiv gol, min; l_d — timpul de descărcare a cupei, min.
Buldozer	$Q = \frac{3600 \cdot V_m \cdot \gamma \cdot \eta_t}{T_e}$ $V_m = \frac{b \cdot h \cdot a \cdot \psi_m}{2k}$ $\psi_m = 1 - 0,005 \cdot l_t$	V_m — volumul de material ce se deplasează în fața lamei, m^3 ; γ — greutatea volumică a materialului, kN/m^3 ; $\eta_t = 0,8-0,9$ — coeficient de utilizare în timp a buldozerului; T_e — timpul unui ciclu, s; b — lățimea lamei, m; h — înălțimea lamei, m; a — lungimea grămezii de material din fața lamei, m; ψ_m — coeficient al pierderilor de material care depind de lungimea de transport l_t ;

	$T_e = \frac{l_t}{v_t} + \frac{l_d}{v_a} + \frac{l_t + l_d}{v_g} + 2l_t + t_s$ [s]	k — coeficient de înfiore a materialului; l_t — distanța pe care are loc deplasarea materialului; v_t — viteza cu care se face tăierea, m/s; v_d — viteza cu care se face deplasarea, m/s; v_g — viteza cursei goale la înapoiere, m/s; l_t — timpul de întoarcere a tractorului, s; t_s — timpul de executare a operațiilor suplimentare (schimbarea vitezelor, coborîrea lamei etc.), s.
Autogreder	$Q_{sch} = \frac{60 \cdot T_{sch} \cdot V \cdot \eta_t}{T_e}$ $T_e = t_p + t_g + t_r + t_c + t_{cd} + t_t$ [min]	T_{sch} — durata schimbului de lucru, ore; V — volumul geometric al rocii deplasate de către autogreder la o trecere, m^3 ; η_t — coeficient de folosire a autogrederului; T_e — durata unui ciclu de lucru, min; K — coeficient de afinare a rocii aflat în prisina împingerii de autogreder; t_p — durata de deplasare a rocii de către autogreder; t_g — durata de revenire a autogrederului; t_r și t_c — durata de ridicare și coborîre a lamei; t_{cd} și t_t — durata cuplărilor-decuplărilor și durata de întoarcere la fixele cursei.

În roci moi și friabile screperul funcționează fără afinarea prealabilă, iar în cazul unor roci compacte este necesară afinarea prealabilă cu ajutorul unor scarificatoare.

Screperul pe roți execută operațiile de excavare, transport și depozitare a materialului și pot fi de două feluri: *remorcă* (fig. XX.58) sau *semiremorcă* (fig. XX.59).

Screperul semiremorcă sau autoscreperul este o mașină de construcție modernă. Caracteristicile lui principale sînt: viteza de deplasare mare în comparație cu screperul tractat; manevrabilitatea deosebită; accelerare rapidă și rezistențe mici la viraje. Astfel, el atinge o viteză de deplasare de 30–40 km/h, față de 8–10 km/h cît se poate realiza cu screperul tractat.

Lucrul cu screperul pe roți se compune din următoarele operații: umplerea screperului (cupei), care se realizează în timpul deplasării lui prin tăierea unei așchii de rocă; deplasarea screperului de la locul de încărcare pînă la haldă sau locul de depozitare; golirea screperului și deplasarea lui din nou la frontul de lucru.

Descărcarea se realizează deschizînd peretele închizător din față și deplasînd peretele din spate cu ajutorul unor cilindri hidraulici sau a unor cabluri.

Aceste screpere au capacități ale cuției de pînă la 15 m³, cu tendința de creștere pînă la 30–40 m³ în Europa și pînă la 75 m³ în S.U.A. Grosimea brazdei de rocă

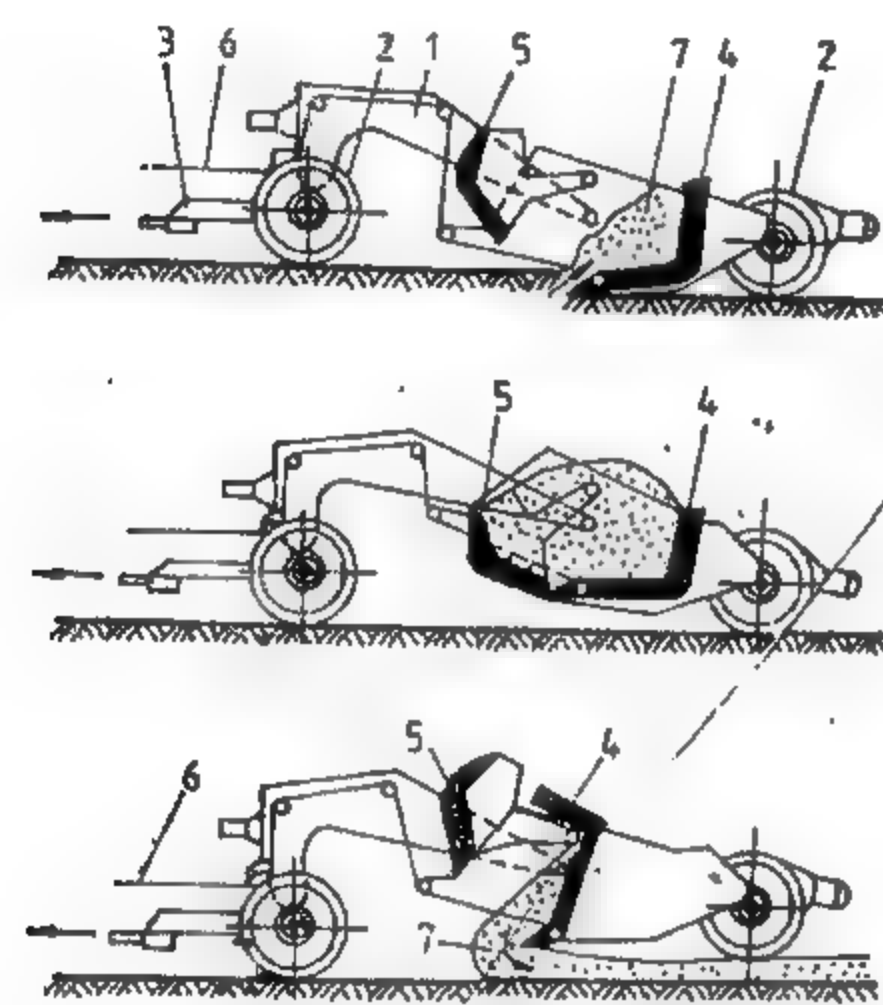


Fig. XX.58. Schema de încărcare a screperului pe roți:

1 — ramă; 2 — sistem de deplasare; 3 — dispozitiv de remorcare; 4 — cupă; 5 — obloanele cupei; 6 — dispozitiv de conducere.

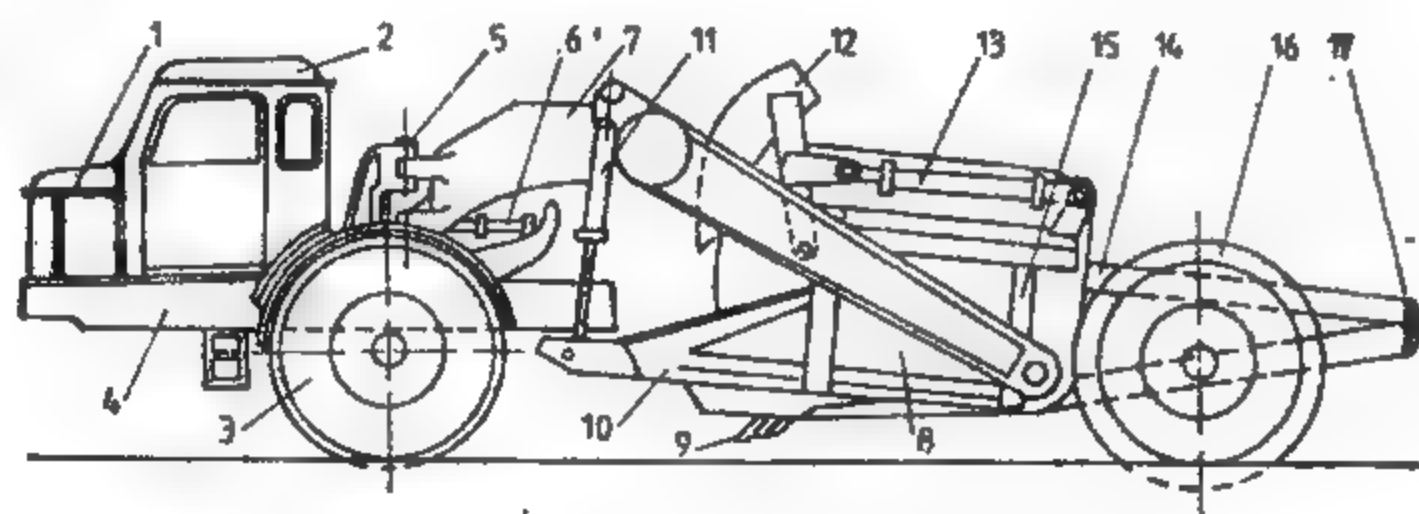


Fig. XX.59. Autoscreperul D-357-G:

1 — motor; 2 — cabină; 3 — roți motoare; 4 — cadrul motorului; 5 — reazemul articulat al brațului arcuit; 6 — cilindrii hidraulici ai mecanismului de direcție; 7 — braț arcuit; 8 — cupă; 9 — cușit; 10 — cadrul din spate; 11 — cilindrii hidraulici ai mecanismului de ridicare a cupei; 12 — oblon; 13 — cilindrii hidraulici ai mecanismului de ridicare a oblonului; 14 — cilindrii hidraulici de descărcare a cupei; 15 — perete spate mobil; 16 — roțile din spate; 17 — tampon.

pe care o taie screperul este în funcție de mărimea lui și de tăria rocii și variază între 10 și 30 cm, iar lățimea acesteia este de 1–3 m, în funcție de lățimea cupei screperului.

Factorii principali care influențează productivitatea screperelor sînt: natura rocilor ce se excavază, distanța de transport, capacitatea și construcția cupei, puterea motorului, viteza de deplasare și relieful terenului.

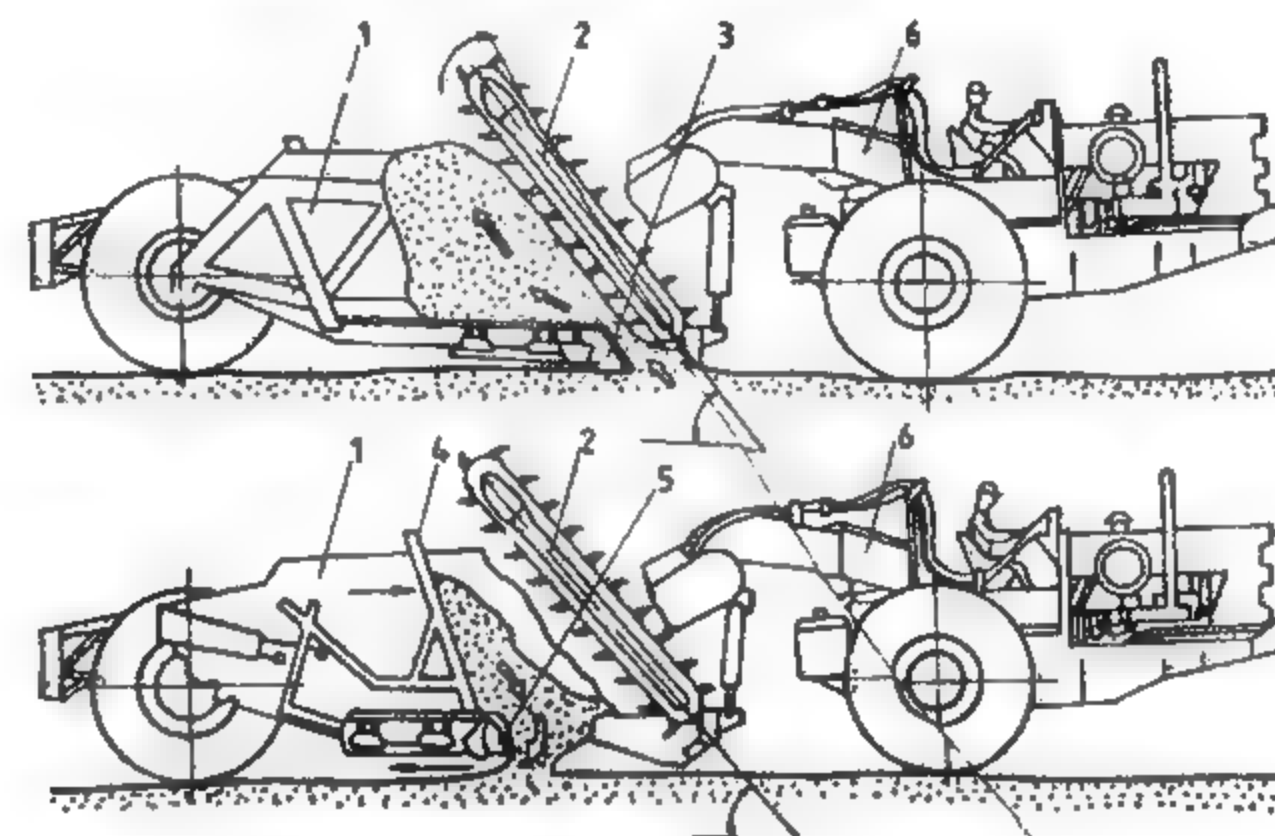


Fig. XX.60. Autoscreper elevator:

1 — cupă; 2 — elevator; 3 — cușit; 4 — perete mobil; 5 — cușit fix; 6 — tractor.

Producția pe schimb a unui screper tractat se calculează cu relația prezentată în tabelul XX.29.

În construcția screperelor moderne se constată următoarele tendințe: dezvoltarea screperelor semiremorcate cu tractoare monoax; mărirea vitezei de deplasare; creșterea capacității cupei; folosirea pneurilor de joasă presiune; descărcarea forțată a rocii din ladă; acționarea hidrostatică.

De asemenea, în ultimul timp s-a impus *autoscreperul elevator*, ca urmare a avantajelor pe care le prezintă față de autoscreperul tradițional (fig. XX.60).

Costul lucrărilor executate cu ajutorul screperelor, raportat la unitatea de produs, este cu atât mai mic, cu cît capacitatea cupei este mai mare.

5.3.2. BULDOZERE ȘI SCARIFICATOARE

Aceste mașini se folosesc în cariere pentru executarea de operații ajutătoare, de nivelare și îndeosebi de curățire, cînd distanța de transport nu depășește 100 m.

Buldozerele sînt tractoare obișnuite, de obicei pe șenile, pe care se montează o lamă, așa-zisa *lamă de buldozer* care formează organul de lucru (fig. XX.61).

În funcție de gradele de libertate ale lamei, se deosebesc două feluri de buldozere: cu *lamă fixă*, cînd lama poate avea numai poziție orizontală în timpul ridicării și coborîrții; cu *lamă universală*, cînd aceasta se poate roti sub anumite unghiuri atît în plan vertical cît și orizontal.

Prin adaptarea unui scarificator (fig. XX.62) la spatele tractorului echipat sau nu și cu o lamă de buldozer se pot executa lucrări de pregătire a terenului prin ruperea

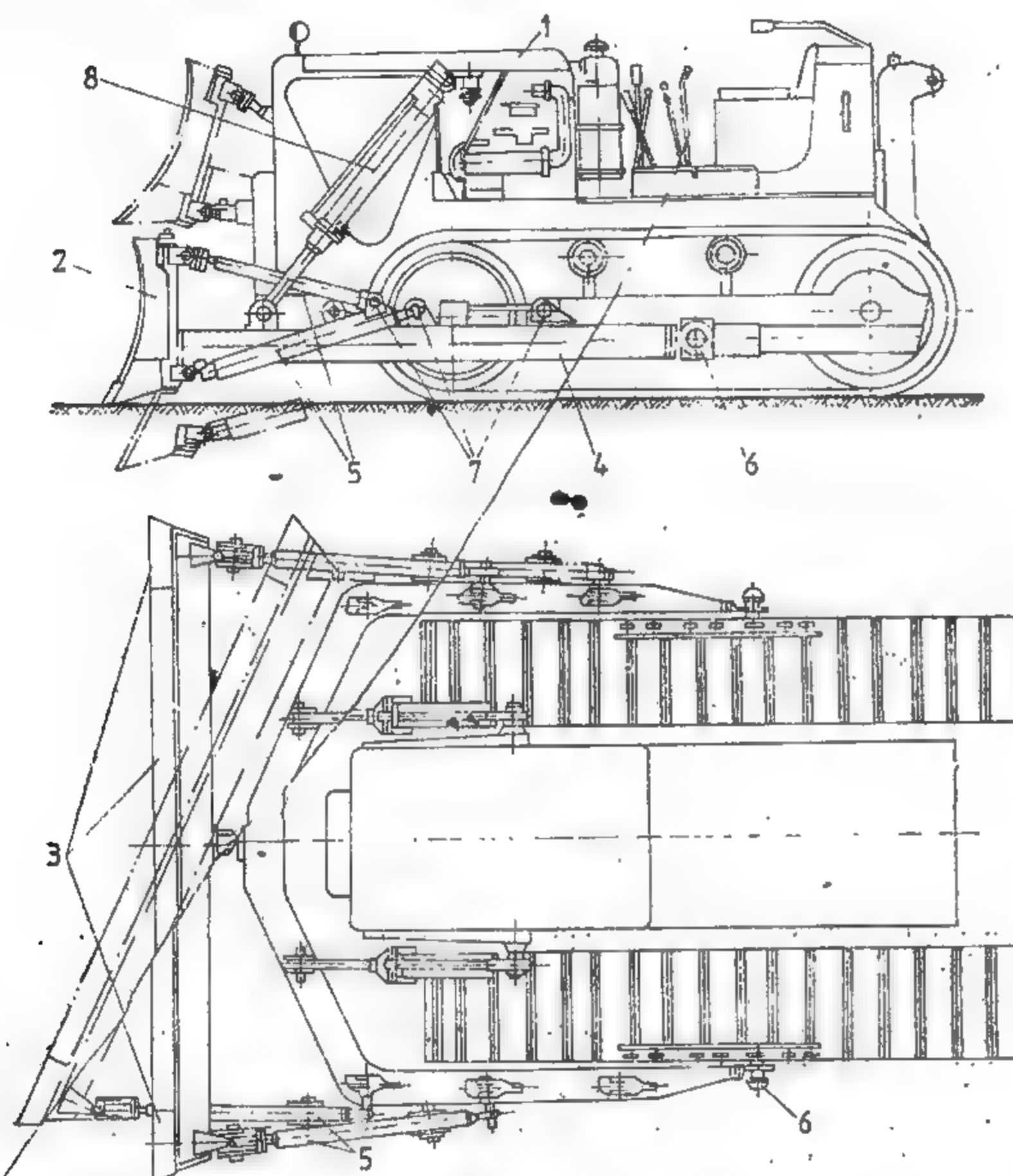


Fig. XX.61. Buldozer cu acționare hidrostatică cu lamă orientabilă:

1 — tractor; 2 — lamă; 3 — cuțite din oțel manganos; 4 — cadru de împingere; 5 — brațe reglabile; 6 — lagăr; 7 — articulații; 8 — instalație hidrostatică.

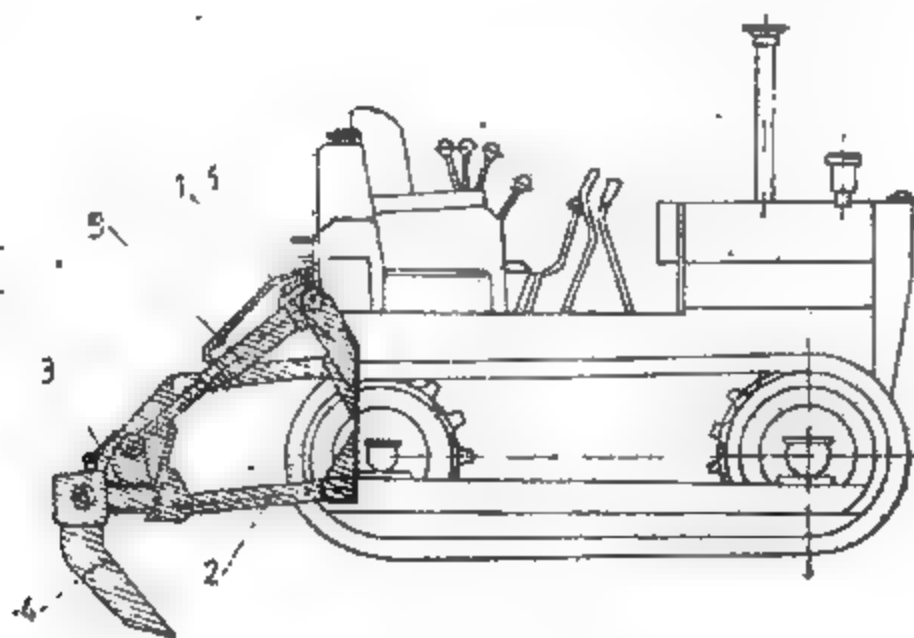


Fig. XX.62. Scarificator cu acționare hidrostatică:

1 — plăci verticale; 2 — paralelograme; 3 — transversă cu suport pentru dinți; 4 — dinți pentru scarificare; 5 — instalație hidrostatică; 6 — conducte de presiune.

crestei la terenurile compacte și uscate, pentru afinarea prealabilă a terenurilor tari, în vederea excavării ulterioare cu buldozere sau screpere.

Tendința actuală este aceea de construire a buldozerelor universale, acționate hidrostatic.

Se remarcă apariția unor buldozere cu cinci cilindri hidrostatici, care asigură, prin comanda din cabină, modificarea unghiului de săpare, ridicarea sau coborîrea lamei, înclinarea acesteia în plan vertical-transversal, precum și modificarea unghiului de atac.

De multe ori pe buldozerele ce lucrează în exploatarea la zi se montează, ca echipament auxiliar, un scarificator. Acționarea cadrului scarificatorului și a dinților acestuia se face separat cu ajutorul a două perechi de cilindri, ceea ce permite să se modifice unghiul de săpare al dinților în timpul lucrului, în funcție de natura terenului și gradul lui de compactare.

Debitul unui buldozer se calculează cu expresia analitică dată în tabelul XX.29.

În cazul când buldozerul este folosit pentru nivelări, productivitatea se măsoară în metri pătrați de suprafață nivelată.

Factorii principali care influențează productivitatea buldozerelor sînt: natura terenului, distanța de transport, puterea motorului, dimensiunile lamei, panta terenului și viteza de mers înapoi.

5.3.3. AUTOGREDERE

Autogrederile (fig. XX.63) se folosesc în exploatarea la zi pentru: profilarea drumurilor de acces, executarea de șanțuri cu adîncimea de pînă la 1,0 m, debleieri și nivelări locale, amenajarea treptelor de înfrățire pe coaste de deal, repararea și întreținerea drumurilor etc. În timpul iernii, ele sînt utilizate pentru curățirea zăpezii de pe drumuri. De obicei, tăierea, deplasarea și nivelarea rocilor se execută prin treceri separate, a căror succesiune este determinată de categoria terenului și de relief.

În construcția acestor mașini se constată următoarele tendințe: adoptarea unor echipamente suplimentare de buldozer, scarificator, curățitor de zăpadă; creșterea puterii motorului, mărirea vitezei de lucru și de transport, folosirea pneurilor de joasă presiune pentru sistemul de deplasare; folosirea comenzilor hidrostatice acționate de pompe hidrostatice cu debit mărit și cu presiuni de minimum 100 daN/cm².

Productivitatea autogrederilor poate fi exprimată prin volum de rocă tăiată și deplasată, prin suprafața nivelată sau prin lungimi executate în unitatea de timp. Exprimarea productivității în suprafețe sau în lungimi este mai dificilă și, de aceea, în mod obișnuit productivitatea autogrederului se exprimă prin volumul de rocă tăiată și deplasată în unitatea de timp.

Sub formă generală, productivitatea autogrederului poate fi exprimată cu ajutorul relației prezentate în tabelul XX.29.

5.3.4. ÎNCĂRCĂTOARE

Încărcătoarele sînt mașini autopropulsate destinate în special pentru încărcarea și transportul orizontal la distanțe mici, a materialelor derocate prin lucrări de perforare-împușcare și a celor depozitate în vrac.

Comparativ cu excavatoarele cu o cupă, încărcătoarele prezintă, din punct de vedere constructiv și funcțional, următoarele avantaje: presiuni reduse pe sol; mobilitate mare chiar în terenuri accidentate alături pentru lucrul în sarcină cit și la deplasare în gol; posibilitatea de înlocuire rapidă a cupei în cazul schimbării granulației

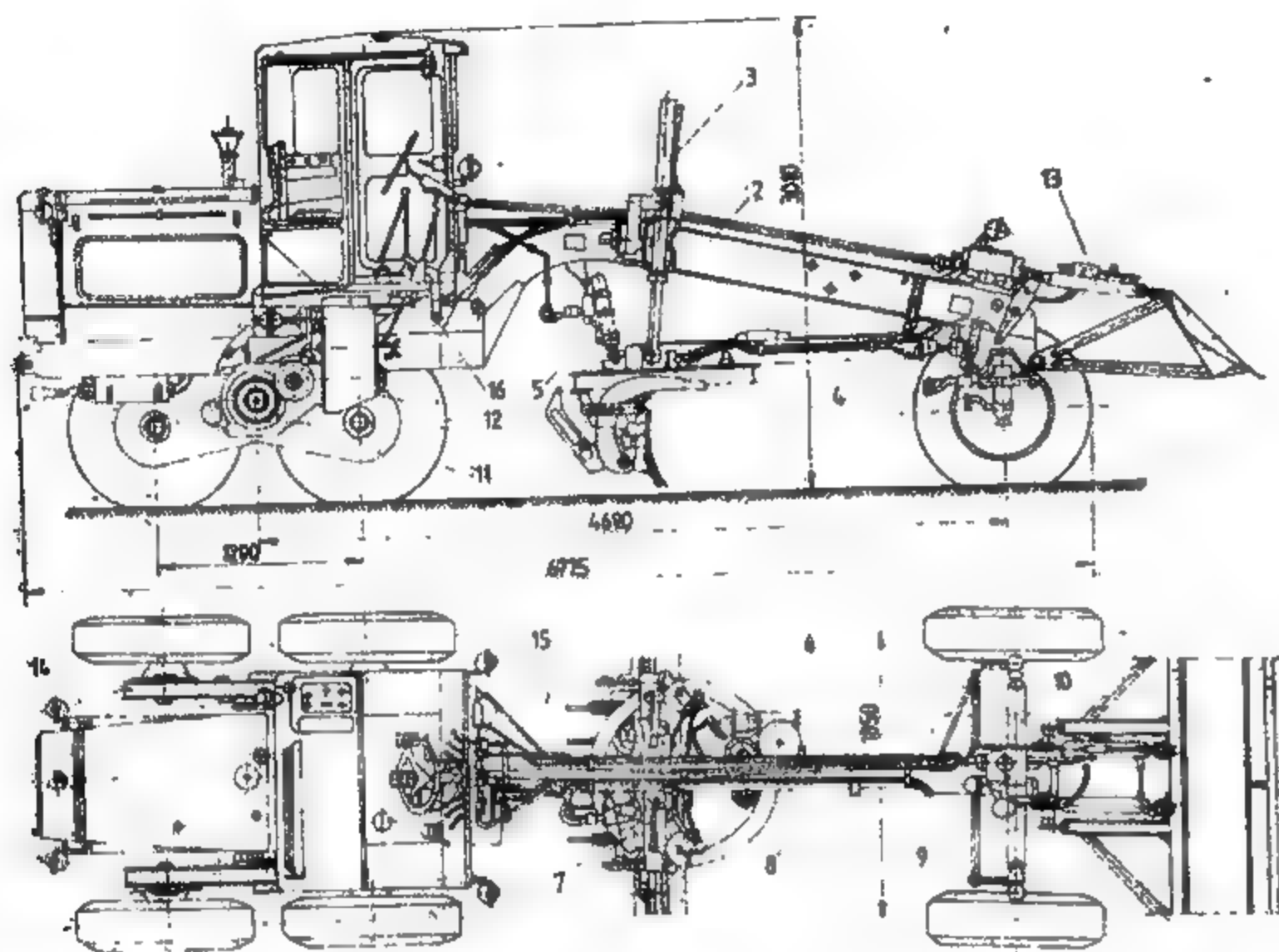


Fig. XX.63. Autogreder :

1 — lamă; 2 — cadru principal; 3 — cilindru hidraulic pentru ridicarea ramei lamei; 4 — cadru de tracțiune pentru deplasarea transversală a lamei; 5 — cilindru hidraulic pentru ridicarea lamei; 6 — mecanism de rotire a coroanei; 7 — piston pentru deplasarea transversală a lamei; 8 — sistem de comandă; 9 — mecanism de rotire a roților; 10 — puntea din față; 11 — puntea din spate; 12 — angrenaj; 13 — cilindru hidraulic; 14 — culisă; 15 — distri-
butor hidraulic; 16 — sistem de încălzire a cabinei.

materialului; acționarea dispozitivului de încărcare printr-un sistem hidraulic simplu și de mare randament; comenzi simple și rapide; putere instalată mică; lucrează bine la stringerea materialelor în stocuri etc.

Construcția unui încărcător frontal pe șenile, cu o cupă, este arătată în fig. XX.64. Echipamentul de încărcător se compune din cupa 1, prevăzută cu lamă tăietoare și dinți demontabili din oțel manganos, manevrată cu ajutorul mecanismului de ridicare format din brațul de ridicare 2, brațul de basculare 3 și traversa de legătură 4. Mecanismul de ridicare este articulat la suportul 5, fixat rigid la ansamblul sistemului de rulare.

Instalația hidrostatică de acționare a mecanismului de ridicare este compusă dintr-o pompă hidraulică acționată de la motorul tractorului, un rezervor de ulei, un distribuitor cu trei sertare, o pereche de cilindri hidraulici 6 pentru ridicarea cupei și o pereche de cilindri 7 pentru bascularea acesteia. Pentru a-i mări manevrabilitatea necesară la lucrările de încărcare-descărcare, tractorul 8 este prevăzut cu o cutie de viteze cu inversor, care realizează patru trepte de viteză înainte și înapoi, precum și cu șenilele 9 cu profil special și pineni de înălțime mică.

Pentru încărcare, tractorul se deplasează către înainte, cu cupa coborâtă în poziția a. Pe măsură ce se încarcă, cupa se ridică și se rotește, trecând succesiv prin pozițiile b și c. Cu cupa în poziția c încărcătorul face manevrele în vederea descărcării

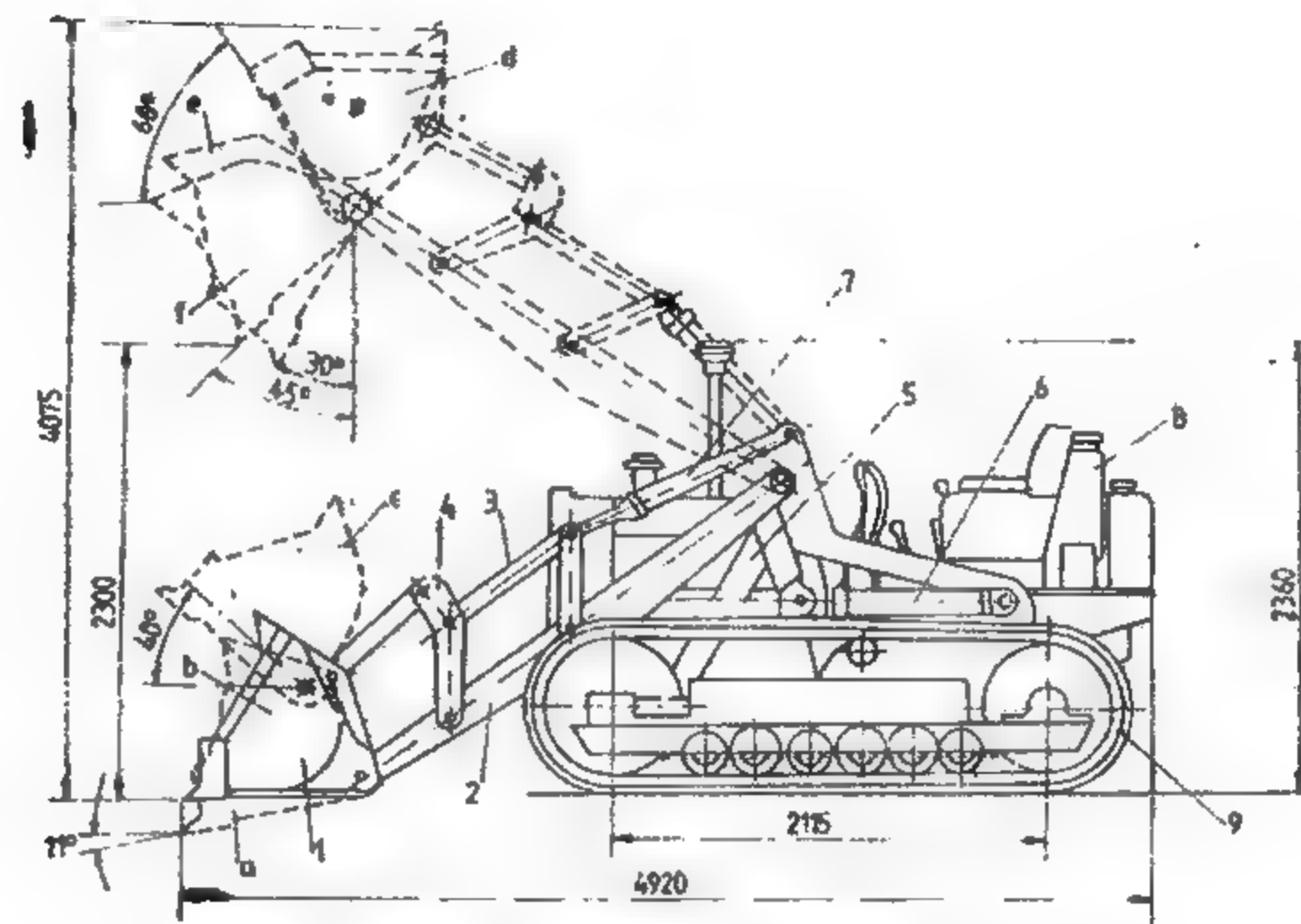


Fig. XX.64. Încărcător pe șenile cu o cupă.

(se deplasează către înapoi și se rotește). Pentru descărcare cupa se ridică mai întâi în poziția d, după care se basculează, trecând prin pozițiile e și f. Apoi încărcătorul se reîntoarce în frontul de încărcare, coboară cupa în poziția a și ciclul reîncepe.

Cele mai eficiente mașini pentru lucrările de încărcare sunt încărcătoarele frontale cu o cupă, pe pneuri.

Pentru asigurarea manevrabilității încărcătoarelor de mare capacitate s-a ajuns la soluția constructivă cu șasiu articular central. În această soluție (fig. XX.65) șasiul a fost împărțit în două semisasiuri, asamblate cu o articulație în plan cu doi pivoți verticali, unul superior și unul inferior.

Fiecare semisasiu este ținut de un singur ax, acționarea direcției făcându-se prin doi cilindri hidraulici. Acest sistem prezintă următoarele avantaje: elimină complet crucile cardanice din sistemul de transmisie; realizează o stabilitate mai mare în curbe,

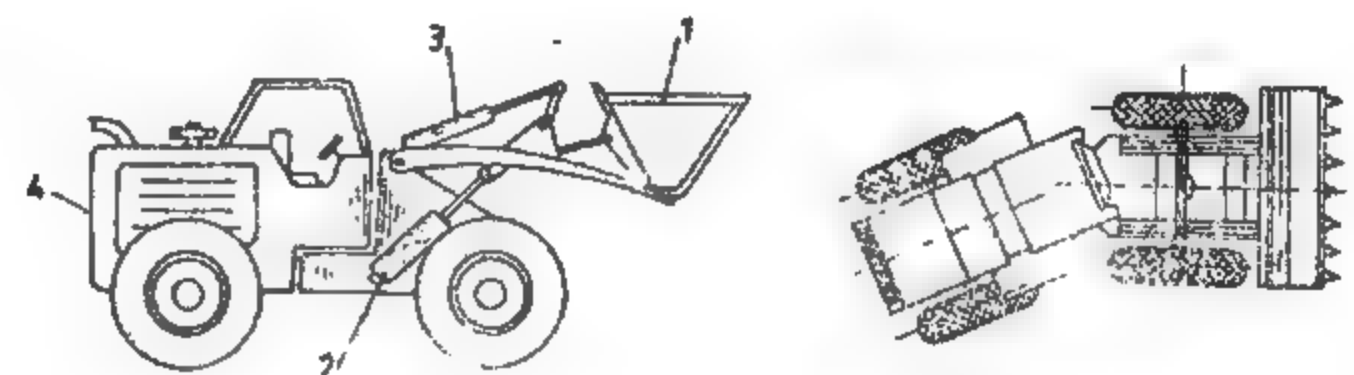


Fig. XX.65. Încărcător cu cupă :

a — vedere laterală; b — vedere în plan; 1 — cupă; 2 — cilindru de ridicare; 3 — cilindru pentru rotirea cupei; 4 — motor.

prin deplasarea centrului de greutate al mașinii spre roțile interioare; îmbunătățește tehnologia de lucru a încărcătorului prin adaptarea semișasiului cu cupa la pozițiile optime pentru încărcare din grămadă și descărcare în mijlocul de transport, reducând durata ciclului de lucru prin manevrare pe spații restrinse; a permis creșterea capacita-

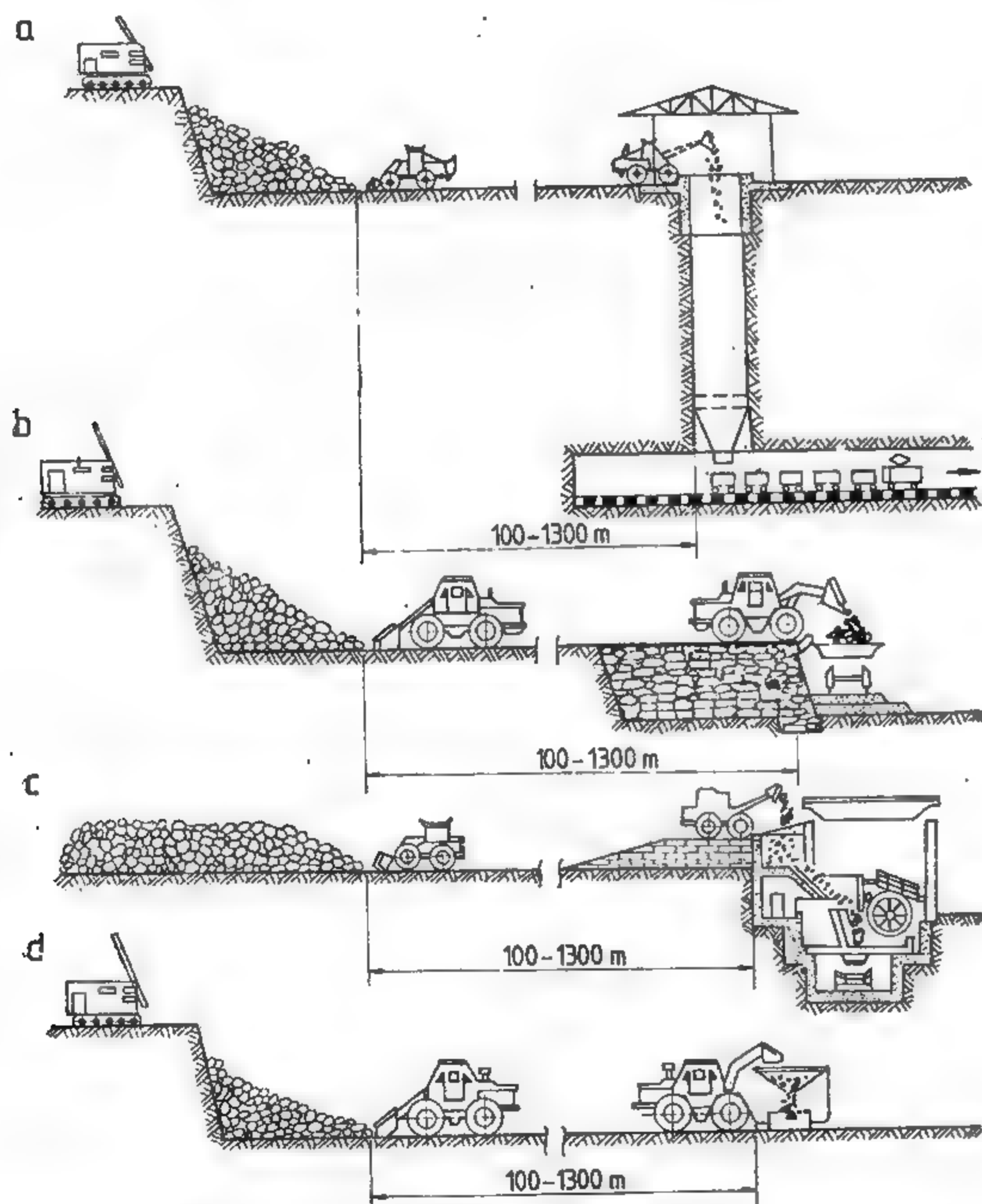


Fig. XX.66. Lucrul încărcătoarelor cu diferite sisteme de transport: a — încărcător-descărcător — transport cu vagoane; b — încărcător — transport cu vagoane de mare capacitate; c — încărcător-concăsor — transport pe bandă; d — încărcător — transportor cu bandă.

ții cupelor de încărcător până la 7—8 m³, menținând o manevrabilitate cu toată creșterea ampatamentului; se poate adapta ușor la echipamentul de buldozer.

Soluția cu șasiu articulat mărește prețul de achiziție al mașinii cu circa 15 % față de soluția cu șasiu rigid, dar prin mărirea productivității, costurile de exploatare, raportate la 1 m³ încărcat, revin mult mai avantajos.

Semișasiul din față poartă întotdeauna echipamentul de lucru (cupa de încărcător sau lama de buldozer). Semișasiul din spate poartă sistemul de acționare a echipamentului și de deplasare a mașinii.

La unele mașini, cabina este amplasată pe semișasiul din față, pentru ca mișcarea conducătorului odată cu echipamentul să ofere o creștere a gradului de vizibilitate, în timp ce la alte construcții este amplasată pe semișasiul din spate.

La încărcătoare, greutatea mașinii a fost distribuită în mod egal pe cele două semișasiuri. La încărcarea cupelor, distribuția greutății se modifică, axa din față preluând aproape 2/3 din sarcina totală.

În România, la Uzinele TRACTORUL Brașov și 7 NOIEMBRIE Craiova se construiesc încărcătoare frontale cu o cupă pe șenile sau pe pneuri, cu capacitatea cupelor de 0,8 până la 5 m³.

Schemele de lucru ale încărcătorului cu o cupă sunt în funcție de modul cum se încarcă cupa (din taluz prin tăiere sau din grămadă) și de modul în care se descarcă materialele (în grămadă, în autobasculante sau în vagoane).

În fig. XX.66 se observă folosirea încărcătoarelor în combinație cu diferite sisteme de transport în carierele de roci tari, unde extragerea se face prin lucrări de perforare impușcare.

Tot în cadrul utilajului auxiliar întrebuințat în cariere se încadrează și excavatoarele cu roată și cupe, cu săpare longitudinală, întrebuințate la săparea șanțurilor pentru asecarea și evacuarea apelor și încărcătoarele lopată mecanică, întrebuințate în special pentru lucrările de curățire în cazul transportului cu bandă în cariere.

6. TRANSPORTUL ÎN EXPLOATAREA LA ZI

Principalele sarcini ale transportului din cariere constau în deplasarea masei de roci sterile la halde și a substanței minerale utile la uzina de preparare sau la stația de livrare.

Transportul din cariere afectează costurile unei unități de producție cu aproximativ 40—50 %, iar personalul de la transport și haldă reprezintă aproximativ 45 % din totalul personalului dintr-o carieră.

Instalațiile de transport folosite în exploatarea la zi se împart în două mari grupe: instalații cu funcționare discontinuă și instalații cu funcționare continuă. Dintre instalațiile cu funcționare discontinuă cele mai reprezentative sunt: instalațiile de transport pe cale ferată și transportul auto, iar dintre instalațiile cu funcționare continuă amintim instalațiile de transport cu transportoare cu bandă și hidrotransportul.

Caracteristic transportului din exploatarea la zi este faptul că punctele de încărcare — fronturile de lucru — și uneori și cele de descărcare (de exemplu haldele) își schimbă mereu poziția.

Capacitatea de transport trebuie coordonată cu producția utilajului conducător, în așa fel încât la fronturile de lucru utilajele să funcționeze continuu și să nu se depoziteze pe loc materialul extras. De asemenea, mijlocul de transport ales trebuie să fie cât mai economic posibil, motiv pentru care ciclul de transport trebuie să fie cât mai mic.

La alegerea sistemului de transport, trebuie să se țină seama de: capacitatea utilajului de excavare; natura și granulația materialului ce trebuie să fie transportat; distanța pe care trebuie să fie transportat materialul; înclinarea lucrărilor de deschidere; costul investițiilor pentru drumul de transport al vehiculelor și al instalațiilor auxiliare; costul exploatării mijloacelor de transport pe unitatea de producție; uniformitatea și siguranța funcționării transportului; posibilități ulterioare de dezvoltare etc.

6.1. TRANSPORTUL PE CALE FERATĂ

Transportul pe cale ferată este astăzi foarte răspândit, mai ales în carierele cu producții mari și foarte mari. Acest transport se aplică, în special, acolo unde sînt distanțe mari de transport și încărcături voluminoase, cu trafic intens.

Totuși, cheltuielile de investiții sînt destul de ridicate, întreținerea căii și a parcului de vehicule — vagoane și locomotive — costă mult, iar organizarea transportului este complicată și necesită personal numeros.

Pe lângă aceste dezavantaje trebuie subliniat faptul că acest transport are un caracter de lucru ciclic și, deci, este indicat pentru deservirea utilajelor care lucrează și ele tot ciclic.

Căile ferate folosite în cariere se împart în *căi ferate staționare*, montate la suprafață, în tranșee și pe bermele treptelor exploatate și *căi ferate nestaționare*, montate în fronturile de lucru.

Ecartamentele cele mai des întîlnite astăzi în exploatarea la zi sînt cele de 1345 mm.

Transportul feroviar reclamă amenajarea unei căi a cărei elemente geometrice trebuie respectate cu multă strictețe, pentru a se oferi traficului deplină siguranță. Din acest punct de vedere, o cale ferată bună necesită o realizare și întreținere deosebit de îngrijită.

Pentru a asigura o mișcare normală a trenurilor pe porțiunile curbe, se recomandă ca în cazul liniilor cu ecartamentul normal razele de curbura să nu fie mai mici de 200 m la liniile staționare, iar la liniile nestaționare de 100—200 m, cînd tracțiunea se face cu locomotive electrice.

Pentru tracțiunea cu locomotive electrice se recomandă ca declivitatea conducătoare a porțiunilor înclinate să nu depășească 40‰. Declivitatea în porțiunile curbe trebuie să fie cu cel puțin 2—3‰ mai mică decît declivitatea conducătoare.

Vagoanele folosite în cariere pot fi împărțite în trei grupe: vagoane pentru transportul materialului din descopertă la haldă, vagoane pentru transportul substanței minerale utile și platforme pentru transportul materialelor și utilajelor.

Vagoanele pentru descopertă, denumite și *dumpeare* (fig. XX.67, a), au cutia basculantă și pot fi cu descărcare laterală, numai pe o parte, sau pe ambele părți. Deschiderea pereților poate fi prin rabatare în jos sau prin rabatare cu îndepărtare în sus.

Vagoanele pentru transportul substanței minerale utile pot fi cu descărcare pe la fund, între șine, denumite *hopper* (fig. XX.67, b), sau cu descărcare laterală, în afara șinelor, denumite *gondole* (fig. XX.67, c). Hopperlele cu două osii au capacități pînă la 25 t, iar cele cu patru, pînă la 60 t. Gondolele cu patru osii au capacități pînă la 60 t, iar cele cu șase osii pînă la 100 t.

Atît hopperlele cît și gondolele se folosesc pentru transportul substanței minerale utile pînă la beneficiar.

Grupul de uzine pentru construcția de vagoane din Arad fabrică vagoane pentru descopertă, cu volumul util al cutiei de 25 și 40 m³, și vagoane pentru util de tip gondolă

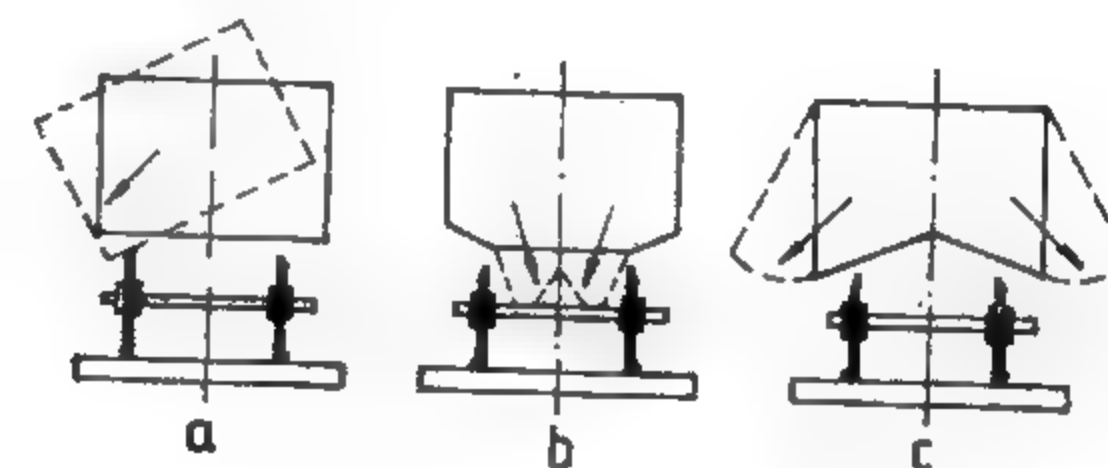


Fig. XX.67. Vagoane de cale ferată cu descărcare automată.

cu volumul util al cutiei de 30 m³. Vagoanele construite în România au căpătat o largă utilizare atît în exploatarea la zi din țara noastră cît și în cele din R.D.G., Polonia, Cehoslovacia, U.R.S.S. etc.

Pe plan mondial se fabrică vagoane dumpcare cu 8 osii și capacități de 140—180 t. Tendința de creștere a capacității dumpcării este justificată de faptul că aceasta duce la micșorarea parcului de vagoane, a garniturilor în mișcare și în general a cheltuielilor de exploatare.

În general, vagoanele care lucrează în complex cu excavatoarele cu cupă trebuie să aibă capacitate de cel puțin 5—6 ori mai mare decît capacitatea cupei.

În cariere au căpătat o largă utilizare locomotivele Diesel, Diesel-electrice și locomotivele electrice. Condițiile principale care se cer locomotivelor întrebuintate în cariere sînt: să poată transporta în rampă, pe linii cu declivități mari fără a micșora esențial viteza și să se poată înscrie în curbe cu raze mici, pînă la 80—100 m.

Locomotivele electrice reprezintă tipul cel mai răspândit de locomotive în exploatarea la zi cu mare trafic și cu condiții grele, deoarece sînt complet echilibrate, opresc lin convoiul și pun rapid în mișcare garnitura. Locomotivele electrice folosite în cariere pot fi: cu contact; cu acumulatori; cu contact și cablu; cu contact și Diesel.

Locomotivele electrice cu contact de curent continuu reprezintă tipul de bază care a căpătat utilizarea cea mai largă. Aceste locomotive au 2, 4 și 6 osii. Cînd au 4 și 6 osii, sînt așezate pe boghiuri, pentru a se înscrie ușor în curbe. Fiecare osie este acționată individual de cîte un motor. Motorul se așază paralel cu osia, iar transmisia este cu roți dințate cu o singură treaptă de reducere. Transmisia poate fi pe o parte sau pe ambele părți ale motorului.

Cabina mecanicului se află de obicei la mijloc. Numai locomotivele foarte grele cu 6 osii au cabine la ambele capete (fig. XX.68).

În ceea ce privește viteza, pe liniile nestaționare de la fronturile de lucru și de la halde se circulă cu viteza de 15—20 km/h, iar pe liniile staționare bine întreținute viteza de circulație este de 25—40 km/h.

În cazul transportului cu locomotive este necesară organizarea transportului după grafice de mișcare. Transportul după grafice de mișcare este mai ușor de realizat în cariere decît în subteran, întrucît schemele de transport sînt mai simple, numărul punctelor de

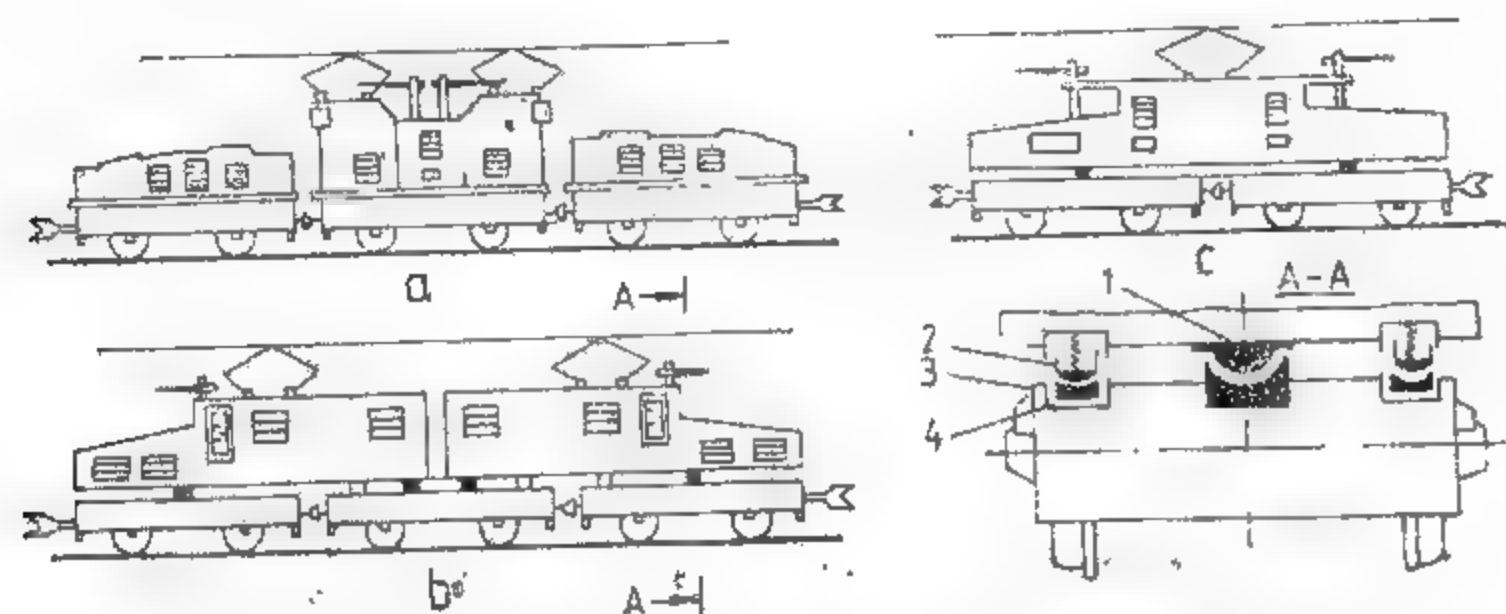


Fig. XX.68. Locomotive electrice pentru cariere :

a — cu trei secții; b — cu două secții; c — cu 6 secții; 1 — sprijin central; 2 — sprijin lateral; 3 — gliser; 4 — hidraule.

încărcare este mai mic, producția este mai concentrată, iar folosirea comenzilor de la distanță și a dispecerizării se poate face mai ușor.

În fig. XX.69 sunt prezentate exemple de scheme de linii ferate folosite în fronturile de lucru.

Circulația feroviară în exploatarea la zi se desfășoară după trei grafice: *grafic paralel* — aceeași viteză în ambele sensuri; *grafic neparalel* sau *comercial* — cu viteze diferite în cele două sensuri de mișcare și *grafic în grupuri* sau *pachete*.

În cazul graficelor paralele și neparalele, la o singură cale pe un sector se poate afla un singur tren între stație și halta de încrucișare sau între două puncte de încrucișare.

La graficul în grupuri, trenurile se expediază unul după altul într-o singură direcție, în pachete, iar distanța între trenuri este egală cu distanța între două stații de încrucișare și se utilizează numai la cale dublă.

Graficul de mișcare se construiește punând pe abscisă intervale de timp de 10 min. iar pe ordonată distanța dintre punctele de încrucișare (fig. XX.70). Mișcarea trenului pe traseu este redată de liniile oblice, iar oprirea de cele orizontale.

La graficul paralel, pentru o singură cale, mișcarea în același sens este reprezentată prin linii paralele. La sensul invers nu se produc încrucișări pe parcurs, deoarece întâlnirea într-un sector este exclusă.

Capacitatea maximă de circulație a transportului pe cale ferată într-o carieră este determinată de porțiunea de linie cu cea mai mare intensitate de mișcare și care are cea mai mică capacitate de circulație față de celelalte porțiuni de cale ferată. De obicei, în cariere capacitatea de transport este determinată de porțiunea de linie de pe tranșee cu declivitate conducătoare.

Problemele organizării și productivității transportului pe cale ferată sunt prezentate în tabelul XX.30.

Cheltuielile de exploatare a dumpcării și a vagoanelor în general scad foarte mult, odată cu creșterea capacității acestora. De asemenea, odată cu creșterea declivității scade foarte mult greutatea trenului, ceea ce duce la creșterea costului pe tona kilometrică; costul scade odată cu creșterea cantității de material transportat, respectiv cu creșterea intensității transportului, și crește mult odată cu creșterea adâncimii carierei.

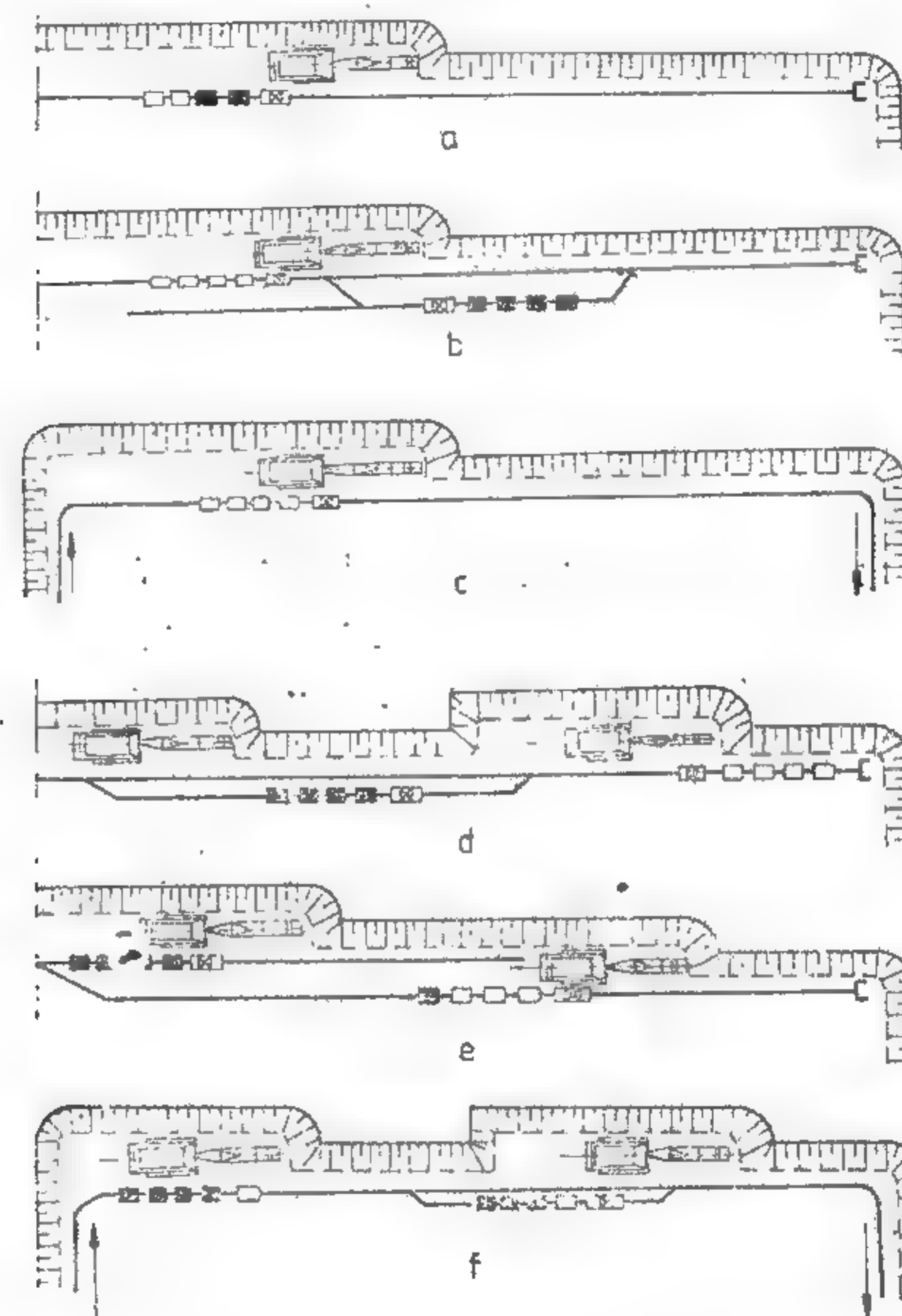


Fig. XX.69. Scheme de linii ferate în fronturile de lucru :

a, b, c — folosirea unui singur excavator; d, e, f — folosirea a două excavatoare; a, b, c, d — transport în fund de sac; e, f — transport în circuit.

Costul pe tona kilometrică scade foarte mult odată cu creșterea distanței de transport, ceea ce face ca prețul total de transport pe tona transportată să crească în măsură mai mică odată cu creșterea distanței de transport decât în cazul altor feluri de transport, ca de exemplu auto sau cu benzi transportoare.

Avantajele principale ale transportului cu locomotive sunt: distanța de transport nu este practic limitată; capacitate mare de transport; încărcarea vagoanelor de către excavator se face simplu, fără să necesite sisteme de alimentare; se pot transporta materiale tari, abrazive și în bucăți mari; buna funcționare este influențată în măsură redusă de

Organizarea și productivitatea transportului în cariere

1	2	3	4
Pelul tran- sportului	Parametrul de determinat, formula de calcul și ajutoare	Semnificația notațiilor și valorile coeficienților	Observații
1.	<p>Timpul unei curse complete a unei garnituri:</p> $T_c = t_{in} + t_{mp} + t_{as} + t_{mg} + t_{ma} \text{ [min]}$ $t_{in} = \frac{V \cdot t_c}{q \cdot \eta_e} \text{ [min]}$ $t_{mp} = \frac{60 L}{v_p} \text{ [min]}$ $t_{mg} = \frac{60 L}{v_g} \text{ [min]}$ $t_{as} = n \cdot t \text{ [min]}$	<p>t_{in} — timpul de încărcare, min; t_{mp} — timpul de mers plin, min; t_{mg} — timpul de mers în gol, min; t_{as} — timpul de descărcare a garniturii, min; t_{ma} — 5–10 min — timpul de manevrare și așteptări; V — capacitatea volumetrică a garniturii, m³; t_c — timpul unui ciclu de lucru al cupei, min; q — volumul cupei excavatorului, m³; η_e — 0,6–0,9 — coeficient de excavare; se acceptă 0,6 pentru roci tari și 0,9 pentru roci slabe și friabile; L — distanța de transport, km; v și v_g — viteza de transport a garniturii pline și respectiv goale, km/h; n — numărul de vagoane din garnitură, buc; t — timpul de descărcare a unui vagon, min; $t = 1,5–2,0$ min — în timp de vară și $t = 3–5$ min — în timp de iarnă; T_{sch} — timpul unui schimb, ore; τ — timpul necesar pentru stabilirea legăturilor de semnalizare între încrucișări și pornirea garniturii, min; t_m — timpul de mers al unei garnituri într-un sens, min; k — 1,2–1,5 — coeficient de neuniformitate; Q_{pi} — greutatea garniturii pline, kN; Q_u — greutatea utilă a unui vagon, kN;</p>	
2.	<p>Capacitatea de circulație în cazul unei linii simple:</p> $N_1 = \frac{60 T_{sch}}{t_{mp} + t_{mg} + 2\tau} \text{ [perechi trenuri/sch.]}$		
3.	<p>Capacitatea de circulație în cazul unei linii duble:</p>		

PE CALE FERATĂ

TRANSPORT

$N_2 = \frac{60 T_{sch}}{t_m + \tau} \text{ [garnituri/schimb]}$	Q_p — greutatea proprie a vagonului, kN; k_t — coeficient de tară a vagonului; n_{exp}, n_{rez} și n_{aux} — numărul de locomotive în lucru util, în reparații, în rezervă și folosite în activități auxiliare; $f = 1,05–1,15$ — coeficient de neuniformitate a mișcării; Q_{zi} — cantitatea de transport pe zi, t; $n \cdot Q_u$ — masa de transport într-un tren, t; T_c — timpul unui ciclu de transport dus-întors cu o locomotivă, ore; T — timpul total de transport pe zi, ore; K_v — 1,25 — coeficient ce ține seama de vagoanele ce se află în reparație și rezervă.	<p>Din datele practice rezultă: $n_{rep} = 0,12 \ n_{exp}$; $n_{rez} = (0,05–0,1) \ n_{exp}$; $n_{aux} = 1–2$ buc.</p>
<p>4. Capacitatea de transport:</p> $M = \frac{N_1(s)}{k} \cdot n \cdot Q_v [t/sch]$		
<p>5. Numărul vagoanelor din componența unei garnituri:</p> $n = \frac{Q_{pi}}{Q_u + Q_p} \text{ [buc]}$ $Q_p = k_t \cdot Q_u \text{ [kN]}$ $n = \frac{Q_{pi}}{Q_u(1 + k_t)} \text{ [buc]}$		
<p>6. Parcul necesar de locomotive:</p> $n_L = n_{exp} + n_{rep} + n_{rez} + n_{aux} \text{ [buc]}$		
<p>7. Numărul de trenuri pe zi necesare de extras din carieră:</p> $n_{tr} = \frac{f \cdot Q_{zi}}{n \cdot Q_u} \text{ [buc]}$		
<p>8. Numărul de garnituri și respectiv de locomotive necesare pentru lucru util:</p> $n_{extl} = \frac{f \cdot Q_{zi} \cdot T_c}{T \cdot n \cdot Q_u} \text{ [buc]}$		

Tabelul XX.30 (continuare)

1	2	3	4
9. Parcul de vagoane; $n_{vag} = n \cdot n_{exp}$			
10. Parcul în inventar al vagoanelor; $n_{i vag} = n_{vag} \cdot K_v$			
1. Lăţimea părţii carosabile a drumului; — Transport într-un sens $B_1 = A + 2a$ [m] — Transport în două sensuri; $B_2 = 2A + b + 2a$ [m]		A — lăţimea autovehiculului după roţile din spate, m; $a \geq 0,4$ — lăţimea de rezervă de la roţi la marginea părţii carosabile, m; $b = 0,7-1,7$ — distanţa dintre autovehiculele care se încrucişează; t_{in} — timpul de încărcare, care se calculează ea şi în cazul transportului pe cale ferată, min; t_{mp}, t_{mg} — timpuri de mers plin şi gol — se calculează ea şi în cazul transportului pe cale ferată, min; $t_{ds} = 1$ min — timpul de descărcare; $t_{m.a} = 2-3$ min — timpul de manevră şi aşteptări la o cursă; L — distanţa de transport, km; v_m — viteză medie de transport, km/h; Q_u — încărcătura utilă a autovehiculului, kN; k — coeficientul de utilizare a autovehiculului în timpul lucrului; T — timpul în care se socoteşte productivitatea, ore;	Viteza de mers în gol este mai mare decât cea de mers plin cu 15—25%. Vara şi iarna, vitezele sînt aproximativ egale, în schimb primăvara şi toamna, din cauza ploilor şi topirii zăpezilor, vitezele scad cu aproximativ 20—30%. De asemenea, noaptea vitezele scad în medie cu 8—17% din cauza vibraţiilor necorespunzătoare. Consumul de lubrifiant este de 5—8% din consumul de carburant.
2. Timpul total al unei curse: $T_c = t_{in} + t_{mp} + t_{mg} + t_{ds} + t_{m.a}$ [min]			
3. Numărul autovehiculelor necesare efectiv pentru un excavator: $N_{aef} = \frac{T_a}{t_{in}}$ [buc]			
4. Productivitatea unui autovehicul:			

AUTO

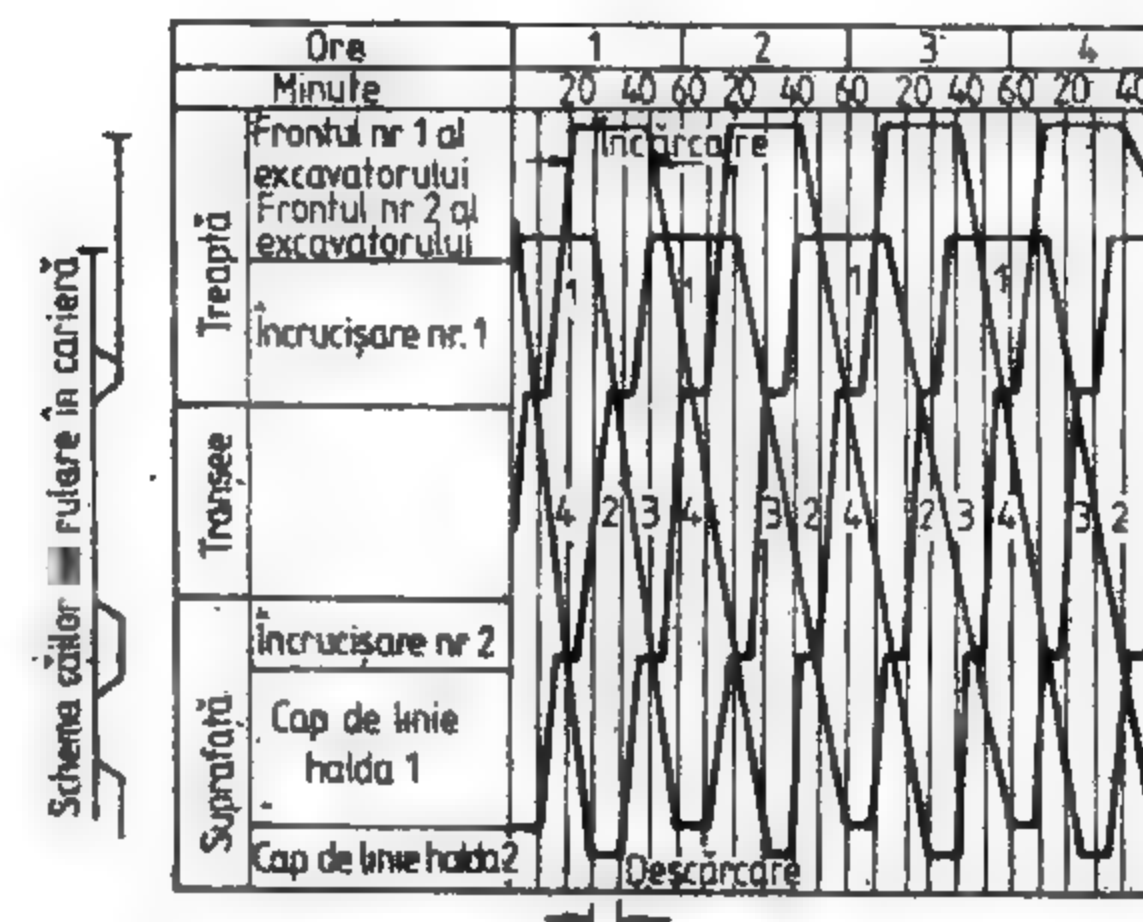
TRANSPORT

$Q = \frac{T \cdot Q_u \cdot k}{2L} \cdot \frac{1}{V_m}$, [kN]	l — distanţa minimă care trebuie să rămână pentru siguranţă între două vehicule, m; $K_s = 1,1-1,2$ — coeficient de siguranţă; Q_{zf} — productivitatea zilnică a carierei, kN; K_f — coeficient de neuniformitate în lucru; Q_{sch} — productivitatea de exploatare realizată de autovehicul pe schimb, kN/sch.; n — număr de schimburi lucrătoare; $\sigma_t = 0,7-0,9$ — coeficient de pregătire tehnică a autovehiculelor; k_t — coeficient de tară a maşinii; W_r — rezistenţa specifică la mişcare-rostogolire, N/kN;
5. Capacitatea de transport a unui sector de drum industrial: $M = \frac{1000 \cdot v \cdot T \cdot Q_u}{K_s \cdot l}$ [kN]	k_1 — coeficient care ia în considerare creşterea consumului în timp de iarnă (10%); k_2 — coeficient care ia în considerare consumul de combustibil la reglare, verificare etc. (6%); k_3 — coeficient care ia în considerare consumul de combustibil la manevrare (5—10%).
6. Parcul de autovehicule în inventar: $N_{aef} = \frac{k_{zf} \cdot Q_{zf}}{Q_{sch} \cdot n \cdot \sigma_t}$ [buc]	
7. Consumul specific teoretic de carburant: $q_c = 0,78 \left[\frac{(4+2k_t) L}{1000} + \frac{1+k_t}{1000} \right] Q_u$ [kg]	
8. Consumul specific real de carburant: $q_r = q_c \cdot k_1 \cdot k_2 \cdot k_3$ [kg]	

Tabelul XX.30 (continuare)

1	2	3	4
1. Productivitatea transportoarelor cu bandă: $Q = 3600 F \cdot v \cdot \gamma_a \cdot \eta_t$ [kN/h] $F = \frac{576 B^2 \lg \frac{\beta}{2}}{3600}$ [m ²] pentru benzi plane $F = \frac{\left(576 \lg \frac{\beta}{2} + 155\right) B^2}{3600}$ [m ²] pentru benzi scoc (jgheab) 2. Granulația materialului de transportat: $A_b = 0,5 B_T - 100$ [mm] 3. Puterea grupului motor de acționare a unui transportor: $P = k_m \frac{W_0 \cdot v}{1000 \eta_r \cdot \eta_{tm}}$ [kW] $W_0 = S_{inf} - S_{desf} + (0,04 \dots 0,06) (S_{inf} + S_{desf})$ [N]	$\beta = 25^\circ$ pentru material sortat prin grătare; $\beta = 30^\circ$ pentru material extras și încărcat cu excavatoare cu o cupă; $\beta = 40^\circ$ pentru material extras și încărcat cu excavatoare cu cupe multiple; $\beta = 45^\circ$ pentru material încărcat prin alimentator intermediar.	suprafața secțiunii transversale a materialului de pe bandă, m ² ; viteza de deplasare a benzii, m/s; 0,8–1,0 – coeficient de încărcare a benzii; greutatea volumetrică a materialului afnat, kN/m ³ ; lățimea benzii de transport, m; unghiul de taluz al materialului pe bandă, grade; dimensiunea maximă a unui bulgăre de material; lățimea covorului de cauciuc mm; 1,1–1,2 – coeficient de rezervă a puterii motorului; forța de tracțiune dezvoltată la capul de acționare a benzii, N; 0,8–0,85 – randamentul reductorului și a cuplajului hidraulic; randamentul tobelor motoare; 0,95–0,96 – în cazul unei singure tobe motoare; 0,92–0,93 – în cazul a două tobe motoare; tensiunea din bandă în punctul de înfășurare pe tobă, daN; tensiunea din bandă în punctul de desfășurare de pe roata motoare, daN.	$\beta = 25^\circ$ pentru material sortat prin grătare; $\beta = 30^\circ$ pentru material extras și încărcat cu excavatoare cu o cupă; $\beta = 40^\circ$ pentru material extras și încărcat cu excavatoare cu cupe multiple; $\beta = 45^\circ$ pentru material încărcat prin alimentator intermediar.

TRANSPORT CU TRANSPORTOARE CU BANDĂ

Fig. XX.70. Graficul circulației trenurilor:
1–2–3 – trenuri.

schimbările climaterice; coeficient mic de rezistență la mișcare; cost total al transportului relativ redus, iar pe tona kilometrică cel mai mic, față de alte sisteme de transport.

Dezavantajele principale ale transportului cu locomotive sînt: cheltuieli de investiții relativ ridicate; întreținerea costisitoare a căii și a parcului de vehicule; declivități ale căii de transport mult mai mici decît în cazul transportului auto sau cu transportoare, ceea ce duce la tranșee cu lungimi mari și scheme complicate de transport; raze mari de curbura; terasamente cu suprafață mare pentru așezarea liniei ferate; operația de mutare a liniilor din front este o operație grea; caracterul de lucru este discontinuu și necesită organizare pretentioasă a mișcării; personal relativ numeros; asigură un grad de utilizare redus al excavatorului.

6.2. TRANSPORTUL AUTO

Transportul cu mijloace auto este folosit în carierele unde exploatarea se face intens și ca urmare fronturile de lucru înaintază și își schimbă poziția foarte repede.

Transportul auto prezintă o serie de avantaje față de transportul pe cale ferată, ca de exemplu:

- condițiile impuse traseului sînt mult mai ușoare, admitînd curbe cu raze mult mai mici și rampe mult mai mari;
- autovehiculele pot circula cu ușurință în orice direcție, avînd o totală independență în acțiune;
- permite circulația pe drumuri cu amenajări oricît de rudimentare;
- pot transporta materiale grele, abrazive și în bucăți relativ mari;
- nu apar întreruperi în circulație provocate de accidente — deraieri — care blochează liniile etc.

Transportul auto este indicat a se aplica în carierele situate în terenuri accidentate, cu declivități mari și pe distanțe scurte, unde instalarea liniilor ferate sau a transportoarelor cu bandă ar reclama investiții mari și foarte mari.

Lățimea unei benzi necesară circulației autovehiculelor se ia de minim 3 m, putându-se adopta rampe până la $15^{\circ}/_{00}$ sau chiar mai mult. Dacă terenul permite, pentru tranșeele pe care circulă autovehiculele încărcate se pot fixa rampe mai mici de $60-80^{\circ}/_{00}$, iar pentru cele pe care circulă autovehiculele goale, se folosesc rampe mai mari de $150-160^{\circ}/_{00}$.

În ceea ce privește curbile, se pot admite raze de cel puțin 30 m, iar în serpentine, dacă sunt bine amenajate și întreținute, se poate cobori chiar sub 30 m.

Pentru ca transportul să se desfășoare în condiții cât mai bune, este necesar să se prevadă o înbrăcăminte a căii, care poate fi asfaltată, betonată, pavată sau pietruită.

Dacă drumurile nu sunt bine întreținute, mai ales în anotimpurile bogate în precipitații, productivitatea transportului auto este foarte scăzută; cu cât drumul este mai bun cu atât productivitatea transportului auto crește.

Din punctul de vedere al amplasării și construcției benzi (cutiei), de care depinde în principal și ansamblul constructiv al autovehiculelor folosite în cariere, acestea se împart în două grupe: autocamioane cu benă, care se descarcă prin înclinare frontală sau laterală, denumite și autobasculante, și tractoare cu semiremorci sau remorci (fig. XX.71).

Din punctul de vedere al energiei folosite, autovehiculele întrebuințate în cariere pot fi cu motoare cu ardere internă și cu motoare electrice, alimentate de la o rețea aeriană (troleibuze).

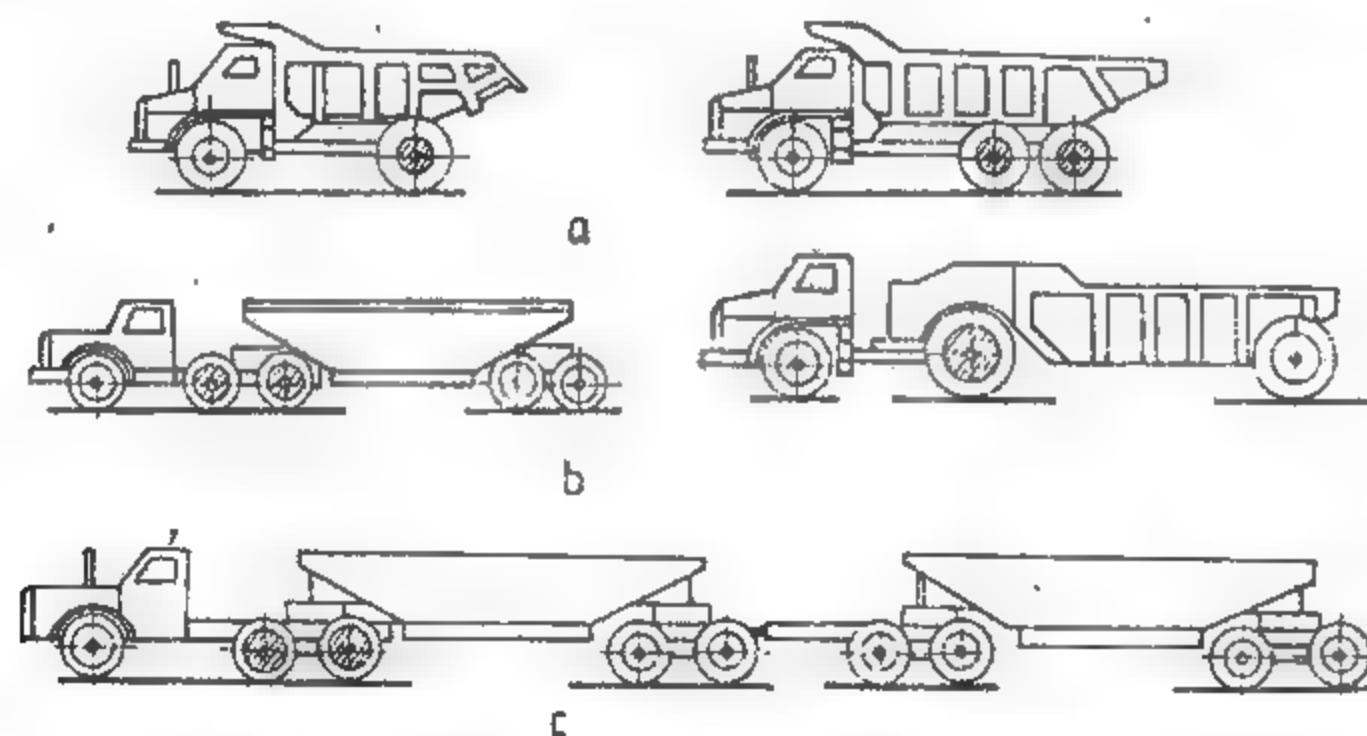


Fig. XX.71. Autovehicule folosite în exploatarea la zi:

a — autobasculante; b — tractoare cu semiremorci; c — tractoare cu semiremorci și remorcă.

Utilizarea cea mai largă au căpătat-o autovehiculele cu motoare cu ardere internă. Dintre motoarele cu ardere internă, la autovehiculele pentru cariere sunt folosite de obicei cele Diesel.

Autobasculantele au capacități utile până la 200 t. Realizarea autobasculantelor cu capacități utile peste 100 t este îngreunată de posibilitățile dificile de amplasare a benzi, de manevrabilitate greoaie a mașinii, precum și de presiunea ridicată cu care apasă roțile pe suprafața drumului.

În carierele cu producții mici și medii, de la noi din țară, se recomandă a se folosi autobasculantele de fabricație românească „DAC” și „Roman Diesel” care au o încărcătură utilă de până la 100 t.

În țările în care condițiile de zăcămint au permis o largă extindere a exploatărilor la zi cu producții mari și foarte mari, se folosesc autobasculante cu capacități utile foarte mari, ce depășesc chiar 200 t.

Descărcarea benzi autobasculantelor se face prin înclinarea ei cu ajutorul unor cilindri hidraulici, alimentați de la o pompă montată pe autobasculantă și acționată de motor. Descărcarea laterală nu a căpătat utilizare, întrucât se realizează mai greu din punct de vedere constructiv.

Pentru creșterea gradului de utilizare a excavatorului se recomandă ca autobasculantele să aibă capacitatea utilă cât mai mare, ceea ce duce la reducerea pauzelor pentru schimbarea acestora. Se consideră că este rațional ca raportul între capacitatea autobasculantei și a cupei excavatorului să fie cuprins între 4—10, în funcție de distanța de transport.

Un rol deosebit de important îl are organizarea circulației autovehiculelor la punctul de încărcare. Autovehiculele trebuie să pătrundă și să se oprească în așa fel față de excavator încât acesta să aibă pauze cât mai mici și să execute manevre de rotire cât mai mici în timpul lucrului (fig. XX.72).

Pentru a putea asigura un transport cu viteză suficient de mare și a putea urca pante relativ mari, se recomandă ca autobasculantele să aibă o putere specifică de 7—10 CP/t (0,525—0,75 kW/kN).

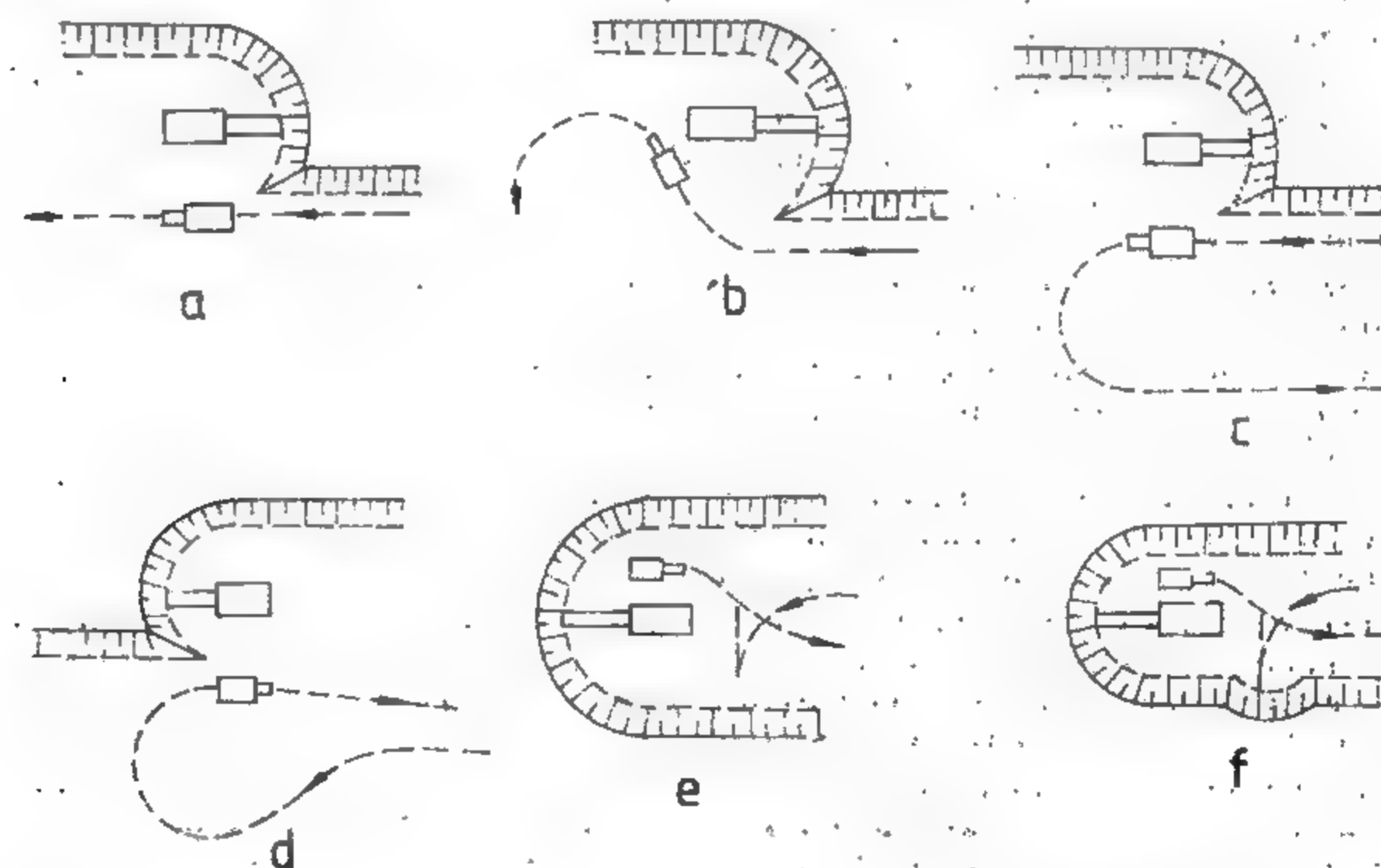


Fig. XX.72. Scheme de acces a autovehiculelor la excavator:

a — acces direct; b — acces în bretea (în cazul lățimilor mai mari ale intrinșurilor); c și d — acces în buclă 1, 1m; e — acces în fund de sac (cu linie moartă); f — acces în fund de sac (cu săparea unei nișe pentru întoarcere atunci când raza de întoarcere este mai mare ca lățimea intrinșurilor).

Semiremorcile și remorcile sînt tractate de tractoare pe roți de cauciuc (rareori pe șenile).

Remorcile se folosesc în cazuri rare, cînd drumurile din carieră au declivități mici și cînd se transportă material cu greutate volumetrică mică, ce necesită cutii cu volum mare.

Semiremorcile prezintă avantajul față de remorci prin faptul că apasă cu o parte din greutatea cutiei și încărcăturii pe roțile motoare ale tractorului, ceea ce duce la creșterea aderenței și, deci, a forței de tracțiune.

În practică fiecare tip de semiremorcă lucrează împreună cu un anumit tip de tractor și invers.

Semiremorcile pot fi cu descărcare pe la fundul benei, lateral sau frontal (prin spate). Semiremorcile cu descărcare pe la fund se folosesc numai pentru transportul materialelor ușoare, cum este cărbunele. Acționarea închiderii și deschiderii pereților de la fund se face pneumatic. Capacitatea lor utilă este de 40—140 t. Puterea specifică a acestor semiremorci se recomandă să fie de (0,045—0,0487 kW/kN). Astfel de semiremorci se recomandă pentru cariere cu producție mare, la care stralul de cărbune are înclinare mică și nu se află la adîncime prea mare, întrucît pot circula numai pe drumuri cu pantă mică, de 40—45°/100.

Semiremorcile cu descărcare laterală se folosesc îndeosebi pentru transportul rocilor sterile și a substanțelor minerale utile tari și în bucăți mari. În cazul cînd frontul în care se descarcă are lungime mare, cum este la halde, descărcarea se poate face chiar din mers. Avantajul lor este că nu necesită manevră în punctul de descărcare, ca cele cu descărcare frontală, prin spate. Semiremorcile cu descărcare laterală au capacități pînă la 25—30 m³ (40—50 t). Ele nu au căpătat o utilizare largă datorită dificultăților ce se întîmplă în realizarea lor din punct de vedere constructiv.

Semiremorcile cu descărcare frontală prin peretele din spate (ca și autobasculantele), care se mai numesc și autobasculante semiremorci, au căpătat cea mai largă utilizare în practica mondială, față de celelalte feluri de semiremorci. Se folosesc îndeosebi pentru transportul sterilului din descopertă la haldă și a minereurilor și ajung să aibă capacități utile pînă la 180 t.

Troleibuzele reprezintă mașini cu motoare electrice, care sînt alimentate cu curent continuu de la o rețea aeriană.

Troleibuzele folosite în cariere au cutia cu descărcare frontală prin spate, ca și autobasculantele, iar uneori pot fi și cu semiremorci. Ele au, în general, capacități pînă la 600 kN.

Roțile motoarelor din spate pot fi în număr de 2 sau 4 și fiecare este acționată de cîte un motor. Pentru a mări manevrabilitatea și a elimina suspensia, tendința este de a folosi în spate numai două roți motoare de joasă presiune.

Pentru a reduce dificultățile în timpul încărcării, datorită rețelei și colectorului aerian, noile construcții de troleibuze de mare capacitate pentru cariere au colectorul aerian montat pe o ramă fixată pe bara din față și scoasă mult înainte, ceea ce permite manevre ale troleibuzului lateral, la distanță relativ mare față de rețeaua aeriană.

Troleibuzele au caracteristici de tracțiune superioare, ceea ce permite transportul pe drumuri cu declivități mari, cu viteză relativ mare. Un alt mare avantaj al troleibuzelor este că au construcție simplă. De asemenea, prezintă multă siguranță în exploatare, iar cînd circulă pe pantă în jos recuperează energie.

În aceleași condiții de exploatare, productivitatea troleibuzelor este cu 20—25 % mai mare decît a autobasculantelor, iar costul transportului mai redus cu 25—35 %. Neajunsul principal al troleibuzului îl reprezintă necesitatea rețelei aeriene de alimentare.

În condiții favorabile folosirii troleibuzelor, cînd schema rețelei aeriene este simplă, fără multe ramificații, transportul cu troleibuz este cel mai ieftin față de toate celelalte sisteme de transport.

Problemele cele mai importante ale organizării și productivității transportului auto sînt prezentate în tabelul XX.30.

Elementele principale care influențează în mod deosebit asupra eficacității economice a transportului auto în cariere sînt: capacitatea utilă a autovehiculului, felul și starea întreținerii drumurilor, viteza de mișcare și lungimea de transport.

Debitul de transport variază aproximativ direct proporțional cu capacitatea utilă a autovehiculului. Debitul mașinii scade brusc odată cu creșterea distanței de transport. Lungimea maximă rațională la care se recomandă a se face transportul auto crește odată cu capacitatea utilă a autovehiculului. S-a dovedit că transportul auto este economic pe următoarele distanțe și capacități de utilaje: pînă la distanța de 0,5 km, cu autocamioane pînă la 3 t capacitate; pînă la distanța de 1—1,5 km, cu autovehicule cu capacitatea de 5—7 t și pînă la distanța de 5 km cu autovehicule cu capacitatea de transport de 10—25 t.

De felul și starea de întreținere a drumurilor depinde viteza de transport, care la rîndul ei influențează direct asupra debitului ce îl realizează un autovehicul pe schimb. Debitul pe schimb realizat de un autovehicul variază aproximativ direct proporțional cu viteza de transport.

Costul pe tona kilometrică este în funcție de: capacitatea utilă a autovehiculului, viteza și distanța de transport. El scade liniar cu creșterea capacității utile a autovehiculului, precum și cu creșterea vitezei de transport. Întrucît viteza scade, iar cheltuielile de exploatare cresc odată cu creșterea declivității drumului, rezultă că costul pe tona kilometrică crește odată cu creșterea declivității.

Transportul auto se recomandă îndeosebi la distanțe mici de transport, existînd o limită a lungimii maxime pînă la care este rațională utilizarea transportului auto.

Pe lîngă avantajele substanțiale ale transportului auto, acesta prezintă și o serie de dezavantaje dintre care se menționează: cheltuieli mari de întreținere, atât a autovehiculelor cît și a drumurilor; costul transportului crește foarte mult atunci cînd distanța de transport depășește 2,5—3 km; buna funcționare a transportului este în funcție de condițiile climatice; impune existența unor secții și a unor utilaje auxiliare ca: depozite de carburanți, autocisterne, tractoare, gredere și buldozere pentru întreținerea drumurilor, ateliere pentru reparații accidentale și curente; solicită mînă de lucru cu o bună calificare, pentru buna funcționare și înlăturarea accidentelor; toate drumurile și punctele de lucru trebuie să fie bine iluminate etc.

6.3. TRANSPORTUL CU TRANSPORTOARE CU BANDĂ

Un mijloc eficient pentru transportul sterilului și utilului din cariere îl constituie transportul cu transportoare cu bandă. Acest mijloc de transport este adecvat în special mașinilor cu acțiune continuă și asigură transportul unor mari cantități de rocă sterilă sau substanță minerală utilă în unitatea de timp.

Transportoarele cu bandă au lungimi care pot să ajungă la 2500—3000 m, lățimi de bandă de pînă la 3,2 m și pot asigura transportul unor cantități de substanțe minerale de 30—35 mii m³/h.

Viteza de deplasare a benzilor variază de la 1 m/s până la 8 m/s, în funcție de lățimea lor, compoziția granulometrică a materialului, distanța de transport și tipul transportorului.

Ținând seama de calitățile acestui sistem de transport, în ultimul timp a fost introdus și la transportul rocilor tari. În acest caz transportul cu bandă se face chiar de la frontul de lucru, unde după efectuarea lucrărilor de împușcare, excavatorul încarcă materialul într-un buncăr alimentator al unui concasor mobil.

Materialul concasat este trecut într-un siloz mobil prin intermediul unui grătar care împiedică trecerea bucăților, prea mari. Silozul este prevăzut cu un distribuitor care încarcă materialul pe banda transportoare. Acest sistem de lucru prezintă următoarele avantaje: productivitatea maximă a excavatorului; se realizează transportul în instalația de prelucrare numai a bucăților corespunzătoare ca mărime; încărcarea uniformă a instalației de concasare; transportul se efectuează cu un consum minim de energie; nu mai apare necesitatea construirii de drumuri sau de căi ferate, nici de remize sau de garaje, care cer investiții mari, nici cheltuirea de sume importante cu întreținerea drumurilor și a căilor ferate.

Printre dezavantajele pe care le prezintă transportul cu benzi în carieră se amintesc: dificultăți mari în timpul iernii; timp și muncă multă pentru riparea benzilor pe măsura deplasării frontului de lucru; uzură mare a benzilor la transportul materialelor tari abrazive etc.

Transportoarele cu bandă folosite în cariere sunt de trei feluri: staționare, semistaționare și nestaționare (fig. XX.73).

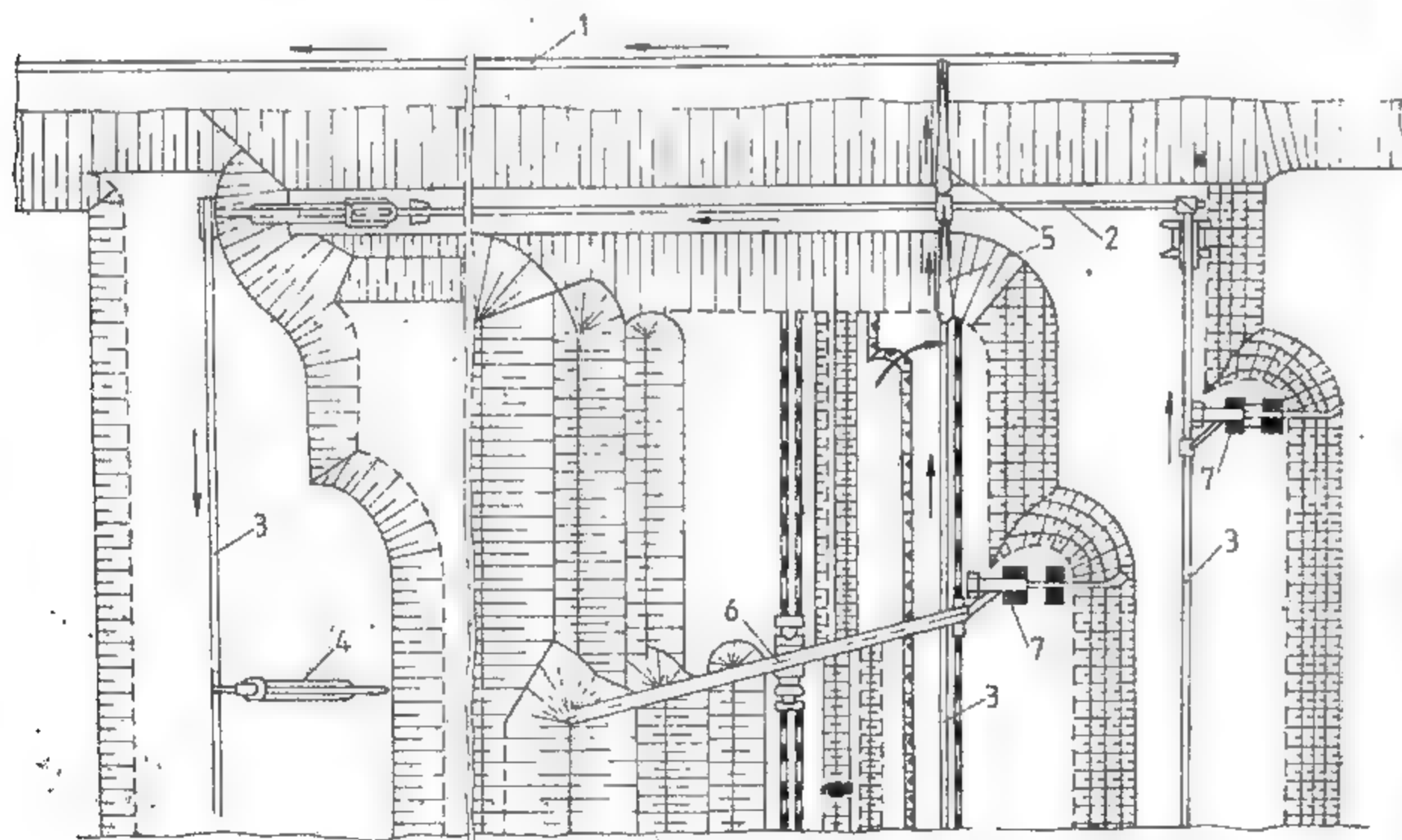


Fig. XX.73. Categoriile de transportoare folosite în cariere:

1 — transportor staționar; 2 — transportor semistaționar; 3 — transportoare nestaționare; 4 — transbordor cu braț în consolă; 5 — transbordare intermediare; 6 — pod transbordor; 7 — excavator.

Transportoarele staționare sunt de regulă acoperite, pentru a fi ferite de intemperii, ele alcătuind liniile principale de transport. Transportoarele semistaționare se lungesc sau scurtează la intervale relativ mari de timp, când se mută transportoarele nestaționare. Transportoarele mobile sunt folosite la fronturile de lucru și la halde.

Aceste transportoare trebuie să aibă posibilitatea de a fi încărcate în orice punct de pe traseu, pentru cele de la fronturi și de a fi descărcate în orice punct de pe traseu, pentru cele de la halde.

De asemenea, transportoarele mobile sunt astfel construite încât ele pot fi ripate ușor, cu ajutorul unor tractoare echipate în mod special, pe măsura deplasării fronturilor de lucru.

Benzile folosite la transportoarele mobile sunt de cele mai multe ori cu inserții din țesătură din fibre sintetice sau naturale, iar cele de pe transportoarele staționare de pe tranșee și de la suprafață sunt cu cabluri interioare sau cu corzi din fibre artificiale.

Benzile sunt susținute de role fixate pe suport, care asigură totodată forma în secțiune transversală pe care trebuie să o aibă banda; aceasta poate să fie plană sau sub formă de albie (scoc).

Dimensiunea bucăților de rocă transportate de bandă, productivitatea benzilor și puterea motorului de acționare sunt prezentate în tabelul XX.30.

Transportoarele cu bandă sunt acționate cu motoare electrice. Pentru a li se putea transmite forța de tracțiune, benzile trebuie să fie bine întinse.

Sistemele de întindere folosite la transportoarele staționare sunt cu contragreutate sau mecanice. Cele cu contragreutate se recomandă numai în cazul forțelor de întindere mici și al curselor reduse ale tobei de întindere.

O problemă importantă de care depinde uzura benzii este amenajarea punctului de încărcare. Pentru preluarea și amortizarea loviturilor din partea bucăților de material, se montează baterii de role speciale așezate la intervale mici. Amortizarea se realizează fie direct de către role, când au pe periferie inele de cauciuc dispuse la o distanță de 2—3 cm unul de celălalt, fie de către întregul suport cu role montat pe ramă, prin intermediul unor resorturi.

Pentru a imprima materialul o viteză apropiată de cea a benzii, în direcția de mișcare a acesteia, se folosesc alimentatoare cu bandă de cauciuc, cu bandă metalică sau cu discuri.

În cariere se folosesc și transportoare speciale pentru înclinări mari. Aceste transportoare prezintă avantajul că reduc lungimea tranșeei, iar uneori, când înclinarea transportorului corespunde cu taluzul general al carierei, nici nu este nevoie de tranșee, fiind necesară doar amenajarea terasamentului pe care să se monteze transportorul.

Dintre transportoarele cu bandă pentru înclinări mari, utilizare mai largă au căpătat cele cu bandă ajutătoare, de presiune. Aceasta întrucât banda are suprafața netedă, ceea ce permite curățirea ușoară și întoarcere simplă pe ramura goală. În același timp, aceste transportoare pot transporta materiale în bucăți mari, rezultate la excavare.

În carierele dezvoltate în sedimentar, care au ca obiectiv extragerea rocilor sterile și substanțelor minerale utile de tărie mică, sunt întrebuițate o serie de instalații complexe care au rolul de a transporta sterilul cu transportoare cu bandă, pe drumul cel mai scurt dintre două utilaje, de la transportorul nestaționar în haldă sau de la frontul de extragere la locul de haldare.

În categoria acestor instalații complexe intră: transbordarele cu braț în consolă pentru formarea haldelor, transbordarele și podurile transbordare.

Efectele economice care se obțin prin folosirea transportului cu transportoare în cariere depind de: condițiile de zăcămint, producția carierei și schema de așezare a transportoarelor.

Factorii principali care influențează asupra costului transportului cu transportoare sînt: debitul, distanța de transport și unghiul de înclinare. Odată cu creșterea atât a distanței de transport cit și mai ales a debitului, costul pe tona kilometrică scade foarte mult.

Productivitatea muncii crește direct proporțional cu debitul de transport. Aceasta întrucît personalul de deservire a unei linii de transportoare este aproape același, indiferent de debit. În schimb, personalul de deservire pe kilometru de linie de transportoare scade odată cu creșterea distanței de transport.

Avantajele principale ale transportului cu transportoare în exploatare la zi sînt următoarele: asigură transport continuu; pot avea debite foarte mari, consum redus de energie și lubrifianti; nu necesită organizare; pot transporta sub unghiuri de 10—20°, dar în cazul transportoarelor speciale, pînă la 45—50°, ceea ce reduce distanța de transport și lungimea lucrărilor miniere; prin folosirea transportoarelor transbordoare cu braț în consolă și a podurilor transbordoare se asigură cel mai scurt drum de transport al stérilului din descoperită la haldă; crește productivitatea excavatoarelor cu pînă la 40% față de transportul cu locomotive și pînă la 20% față de transportul auto; productivitatea muncii crește odată cu creșterea debitului, ajungînd ca la debite mari și foarte mari să fie de 2—3 ori mai mare decît în cazul transportului cu locomotive și auto.

Dezavantajele principale ale transportului cu transportoare sînt: nu pot transporta materiale tari și abrazive; nu pot transporta bucăți mari de material, necesitînd în fronturile de lucru alimentatoare dotate cu utilaj de sfărîmare, care trebuie mutate continuu după excavator; apar dificultăți mari în cazul materialelor ce se lipesc de bandă; operația de mutare a transportoarelor nestaționare din fronturile de lucru și de la halde este grea, motiv pentru care, în multe cazuri, se recomandă combinarea transportului cu transportoare pe tranșee cu transporturi auto în carieră; în cazul debitelor mici, costul transportului este mai mare decît pentru alte sisteme de transport.

Din analiza economică a avantajelor și dezavantajelor se pot trage următoarele concluzii asupra domeniului de utilizare al transportului cu transportoare în cariere: se recomandă în cazul carierelor din care se extrag cărbuni, minereuri și materiale de construcții care nu sînt prea tari și abrazive și care nu se lipesc de bandă, la producții mari și foarte mari, pentru orice adîncime a carierelor și îndeosebi la adîncimi mari, cînd distanțele de transport nu sînt prea mari.

6.4. HIDROTRANSPORTUL

Prin hidrotransport se înțelege sistemul de transport la care vehicularea materialului se realizează cu ajutorul apei sub presiune. După modul în care se face transportul materialului, se deosebesc două feluri de hidrotransport: *hidrotransportul prin scurgerea liberă* prin șanțuri sau jgheaburi și *hidrotransportul sub presiune* prin conducte cu ajutorul pompelor sau hidroelevaloarelor.

Hidrotransportul prin scurgere liberă se face cu ajutorul șanțurilor sau jgheaburilor și se poate aplica numai atunci cînd configurația terenului asigură pantele necesare.

În cazul șanțurilor de pămînt, viteza curentului nu trebuie să spele pereții șanțului. Pentru asigurarea unei scurgeri bune și micșorarea frecărilor (rezistențelor), precum și a pierderilor de apă prin permeabilitatea pereților, se folosesc șanțuri periate sau jgheaburi acolo unde trebuie să se traverseze un accident al terenului.

Cînd relieful terenului nu permite să se dea jgheaburilor o pantă suficientă care să asigure viteza necesară de scurgere a hidromasei, aceasta trebuie împinsă în jgheaburi de jetul de apă al unui hidromonitor special pentru astfel de operații.

Cînd hidromasa (pulpa) trebuie ridicată la un nivel mai înalt decît cel al abatajului (frontului), transportul se face sub presiune. Pentru aceasta, hidromasa este adunată într-un buncăr sau într-un puț colector, de unde este refulată cu ajutorul unei pompe de nămol.

În aceste condiții, transportul hidromasei nu mai este legat de configurația terenului. În schimb însă, în procesul de transport intervine un utilaj nou, deci un consum suplimentar de energie și o serie de alte cheltuieli, care măresc costul față de transportul prin scurgere liberă.

Pînă în prezent transportul hidraulic nu a căpătat o extindere deosebit de mare în cariere, datorită următoarelor dezavantaje: necesită cantități foarte mari de apă; nu poate transporta materiale ce se lipesc pe conducte; necesită sfărîmarea prealabilă a materialului de tărie mare care se desprinde în bucăți mari la frontul de lucru; prezintă greutăți în lucru, în timpul iernii; necesită bazine mari pentru limpezirea apei.

Hidrotransportul se recomandă în cazul materialelor nisipoase ce se spală ușor cu ajutorul apei sub presiune și nu necesită sfărîmare.

Zăcămintele aluvionare de pe fundul lacurilor sau cele care se inundă se pot extrage cu ajutorul instalațiilor de dragare, transportul făcîndu-se sub presiune pe conducte montate pe poduri plutitoare.

6.5. TRANSPORTUL COMBINAT

Folosirea a diferite combinații ale sistemelor de transport posibile de aplicat într-o carieră are drept scop obținerea unor indicatori tehnico-economici cit mai avantajoși posibil.

Transportul combinat este rațional să se folosească atît în cariere de mare extindere și adîncime, cit și în cariere cu dimensiuni mici, adîncime medie și configurație complicată.

Schemele transportului combinat constau, de regulă, din trei tronșoane pe care se aplică sisteme diferite de transport: primul tronșon — *transport pe orizonturile de lucru*, al doilea tronșon — *transport pe marginea (luneta) carierei* și al treilea tronșon — *transport la suprafața carierei*. În cele mai multe cazuri transportul pe marginea (luneta) carierei este același cu cel de la suprafață.

Transporturile combinate întîlnite mai des în practică sînt: transport auto și cale ferată; transport auto, stație de concasare și benzi transportoare; transport auto și schip pe plane înclinate.

Transport auto și pe cale ferată. În cazul carierelor mari în care se exploatează strate subțiri și unde, deci, fronturile de lucru au viteze mari de deplasare, precum și în carierele unde spațiile de lucru pentru utilajele de încărcare sînt restrînse, se folosește transportul combinat auto și cale ferată.

Trecerea de la sistemul simplu de transport la cel combinat se face la adîncimi de aproximativ 150—200 m.

Punctul de reincărcare poate fi amplasat pe talpa carierei, pe marginea acest ei sau la suprafață, în apropierea bordurii carierei.

Reincărcarea din autobasculante în vagoane se poate face direct sau în puncte prevăzute cu: buncăre speciale, silozuri și utilaje pentru încărcarea în vagoane; suprafețe speciale sau estacade pentru încărcare etc. În fig. XX.74 este prezentată schița unui asemenea pînet de încărcare.

În multe cazuri, vagoanele încărcate în carieră sunt ridicate la nivelul bordurii carierei pe plane înclinate prevăzute cu cale ferată, care după mărimea și numărul vagoanelor pot fi: plane înclinate pe care se realizează ridicarea directă și individuală a vagoanelor de capacitate mică sau vagoane pe platformă și plane înclinate pe care se

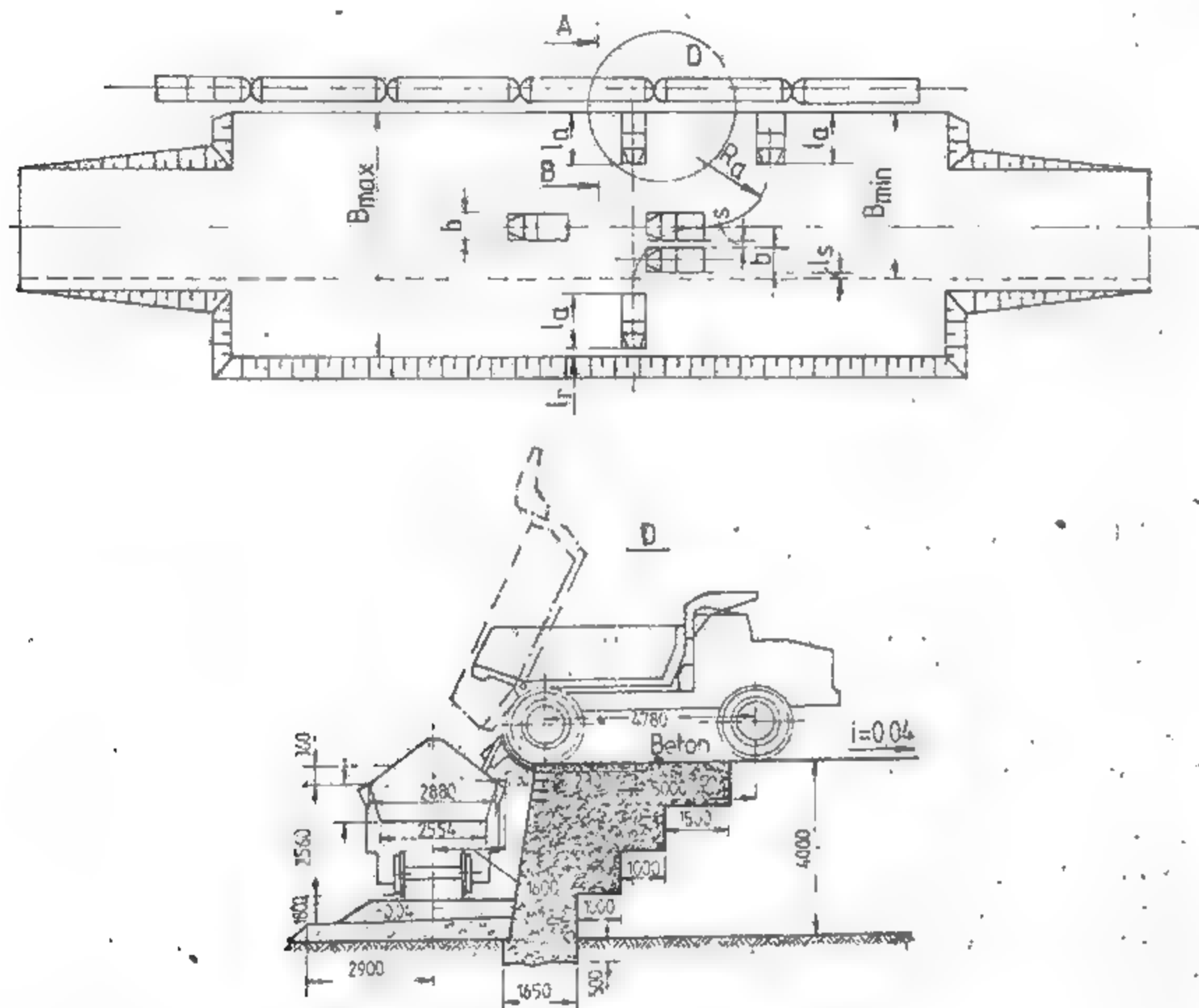


Fig. XX.74. Schema construcției estacadei punctului de descărcare în cazul trecerii de la transportul auto la transportul pe cale ferată:

B_{max} — lățimea maximă a estacadei; B_{min} — lățimea minimă a estacadei; l_1 — lungimea autovehiculului; b — lățimea autovehiculului; R — raza în întoarcere; l_2 — distanța de siguranță între autovehicule; l_3 — distanța de siguranță între autovehicule și marginea estacadei.

ridică garnituri întregi de vagoane cu capacitate mare. Planele înclinate cu platforme se folosesc la înclinări de peste 25°, iar capacitatea vagoanelor instalate pe platformă nu este prea mare, motiv pentru care varianta este folosită în cariere cu producții mici.

Puterea trolurilor la planele înclinate, după unghiul de înclinare, care nu înțrece 70°, și, după sarcina totală, variază între 20 și 75—100 kW. Viteza medie de ridicare este de 2—3 m/s. Productivitatea pe schimb variază între 100 și 1000 t.

Vagoanele se coboară în carieră și se ridică pe platforme speciale care se deplasează pe șine sau sunt legate direct de cablu, dacă înclinarea nu depășește 25°. Platforma poate fi simplă sau etajată.

Pot exista mai multe plane înclinate într-o carieră, în funcție de productivitatea carierei și de condițiile de amplasare ale planelor. În practică, planele înclinate pentru evacuarea sterilului se amplasează în partea de acoperiș a carierei sau în taluzul lateral la capătul treptelor de lucru, iar pentru evacuarea utilului în taluzul din culcușul zăcăminului.

Transport auto — stație concasare — benzi transportoare. Transportul auto cuplat cu transportul cu transportoare cu bandă are o mare răspundere, mai ales în carierele ce exploatează roci tari, cu tehnologii în flux discontinuu.

Posibilitatea transportului ascendent până la o înclinare de 18° rezolvă problema transportului în cariere adânci, reducând lungimea drumului de transport.

Folosirea transportoarelor foarte înclinate, care pot să transporte la unghiuri de până la 45—50°, permite să se instaleze transportoare pe marginea exploatată a carierei sub unghiul de taluz al acesteia și să se reducă astfel la minim lucrările capitale. În fig. XX.75 este prezentat modul de amenajare a unui punct de trecere de la transportul auto la transportul pe bandă.

În multe cariere trecerea de la transport auto la transport continuu se face numai pentru materialul mărunț, conform celor prezentate în fig. XX.76.

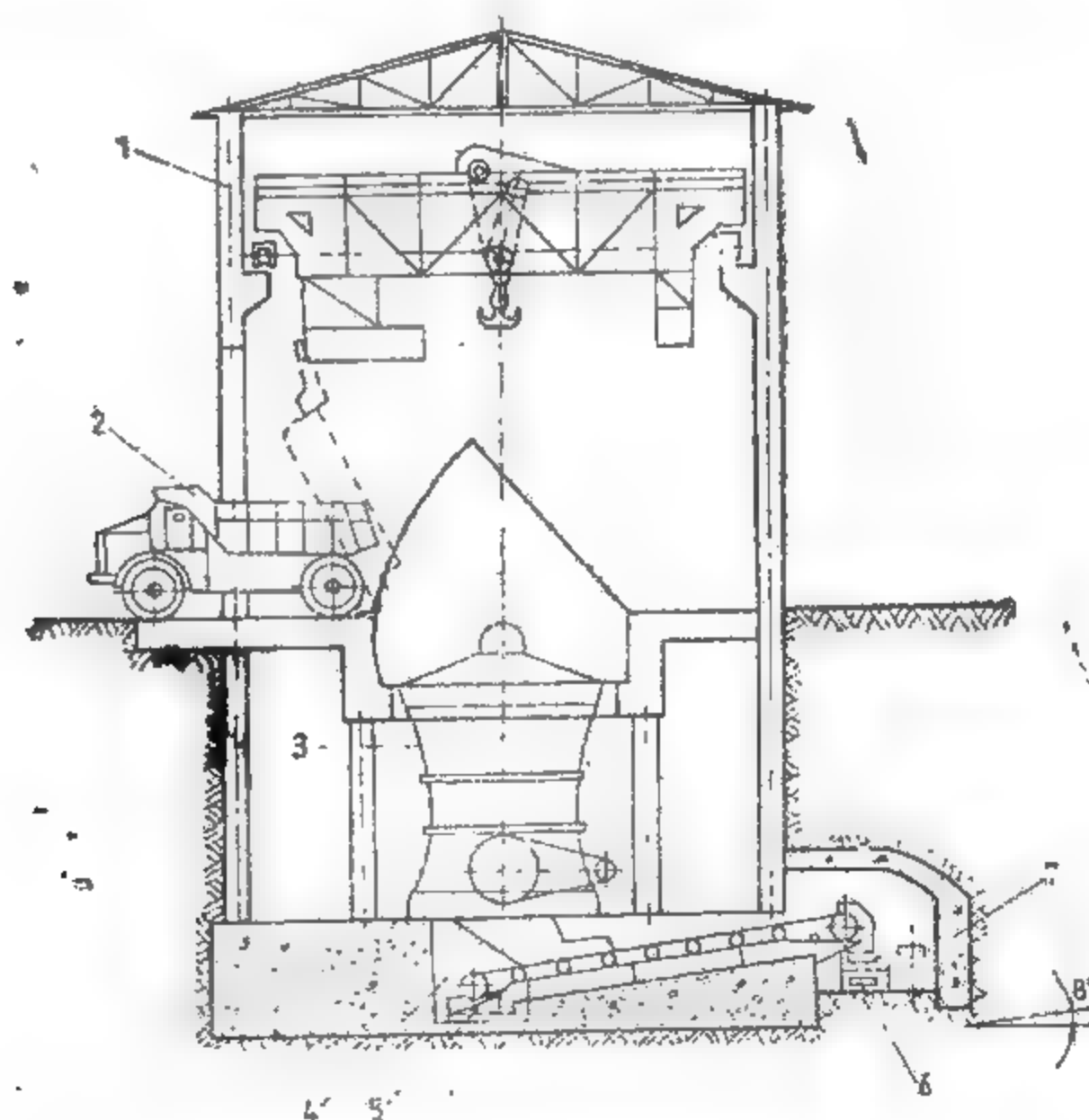


Fig. XX.75. Schema instalației de slărimare pentru trecerea de la transportul auto la transportul continuu în carieră:

1 — clădirea instalației de slărimare; 2 — autovehicul; 3 — concasor; 4 — gură de evacuare; 5 — motor; 6 — bandă transportoare; 7 — plan înclinat.

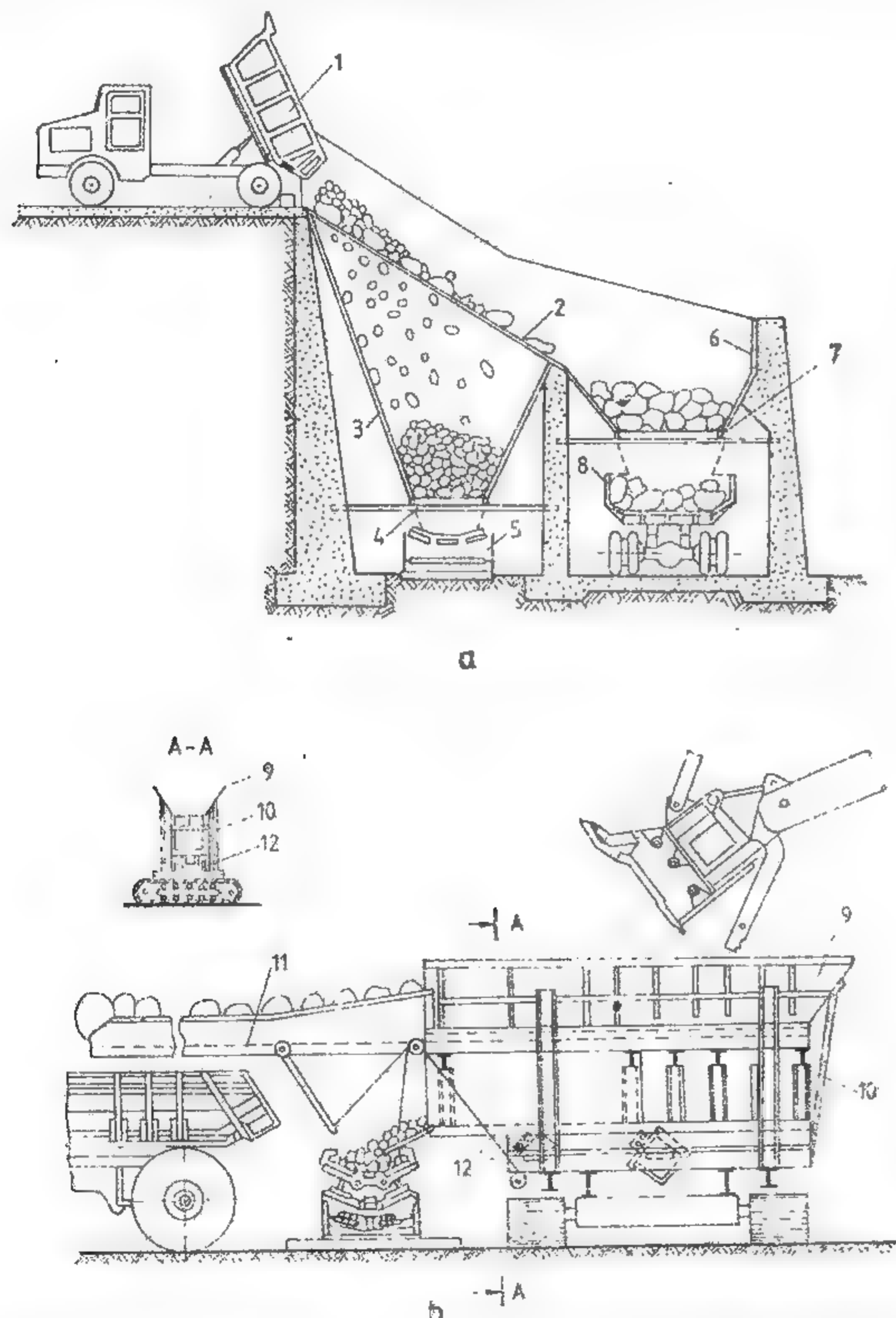


Fig. XX.76. Schemele punctelor de transbordare pe banda transportoare:

a—punct staționar sau semistaționar cu separarea fracțiunilor negabarit pe un ciur fix; b—punct mobil cu ciur vibrator și alimentator; 1—autobasculantă; 2—ciur fix; 3—buncăr; 4—alimentator cu placă; 5—bandă transportoare; 6—buncăr; 7—ciur ferătar; 8—autobasculantă; 9—buncăr de recepție; 10—ciur vibrator; 11—12—alimentator vibrator pentru refuz și respectiv trecere

Transport auto — transport cu schip. În ultimii ani, în carierele de minereuri de mare adâncime se folosește cu bune rezultate transportul auto combinat cu ridicarea materialului la suprafață cu schipuri (fig. XX.77).

Combinarea transportului auto cu cel cu schip este rațional în cariere cu adâncime mai mare de 100 m, eficiența acestui mod de transport crescând odată cu creșterea adâncimii carierei.

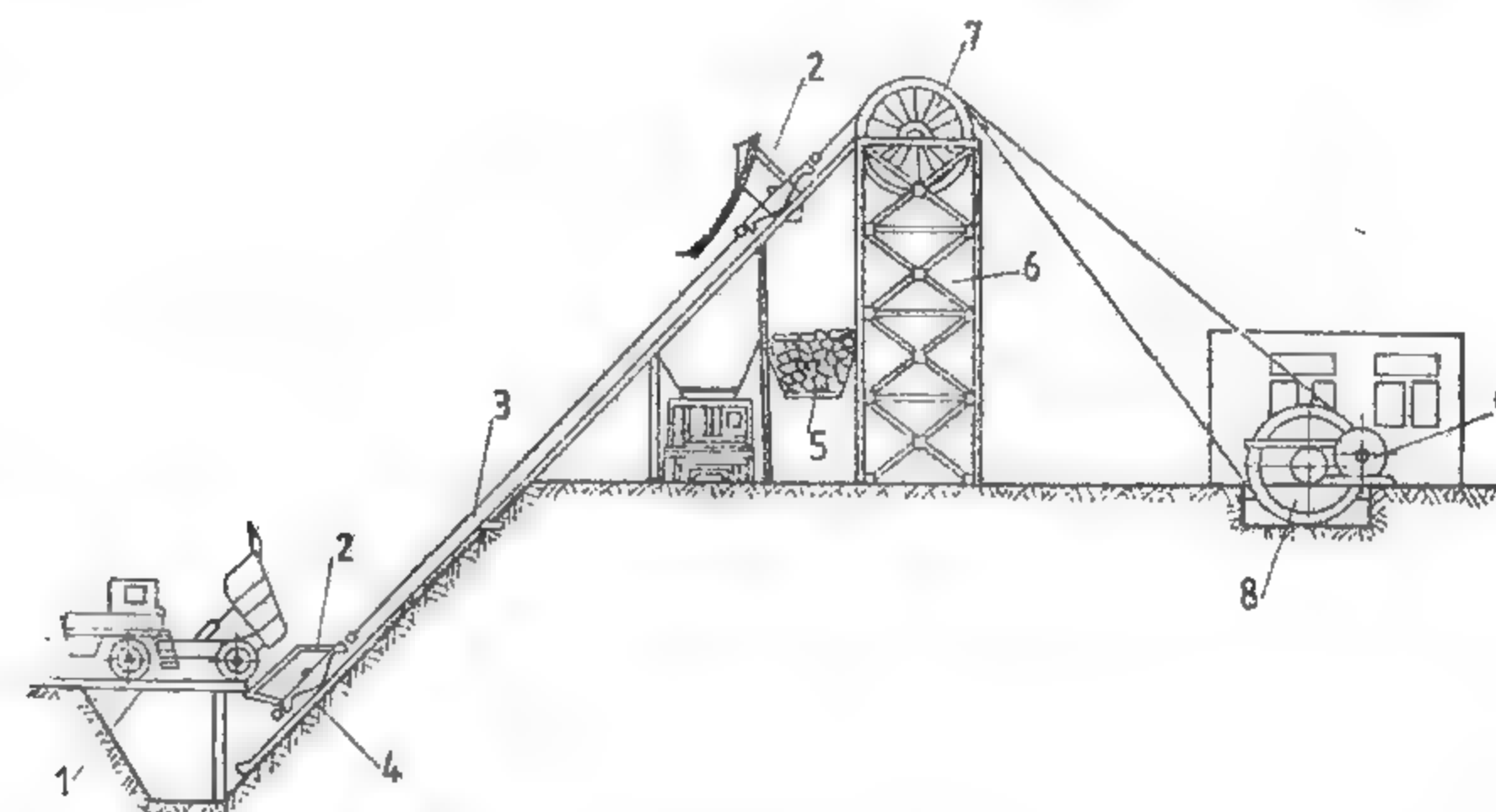


Fig. XX.77. Schema de transport cu ajutorul schipului:

1—punct de descărcare inferior; 2—schip; 3—cablu; 4—cale ferată; 5—punct de descărcare superior; 6—turn de extracție; 7—molete; 8—mașină de extracție; 9—electromotor.

Descărcarea autobasculantelor se face direct în schip, sau uneori într-un buncăr dozator, pentru care la talpa carierei se montează platforme de descărcare. Încărcătura schipului poate fi de la 30 la 400 kN, productivitatea schipului 1800—20 000 kN/h, iar viteza acestuia de 5—7 m/s.

Odată cu mărirea adâncimii carierei se poate mări viteza schipului până la 8—10 m/s. Timpul unui ciclu poate fi de 60—70 s.

Transportul cu schip prezintă următoarele avantaje: se poate transporta și la înclinări mai mari de 45°; se realizează un transport aparte pentru steril și util; există posibilitatea deservirii mai multor orizonturi cu aceeași instalație etc.

7. HALDE

Haldele sînt construcții ingineresti care se realizează pe baza unor documentații tehnico-economice legal aprobate și reprezintă acumulări de roci stercile obținute prin descoperirea complexului productiv.

După poziția lor față de perimetrul de exploatare la zi, se deosebesc *halde interioare* și *halde exterioare* (fig. XX.78).

Haldele interioare sînt amplasate în spațiul rămas liber după extragerea copertei și substanței minerale utile, iar haldele exterioare sînt amplasate în afara perimetrului de exploatare la zi.

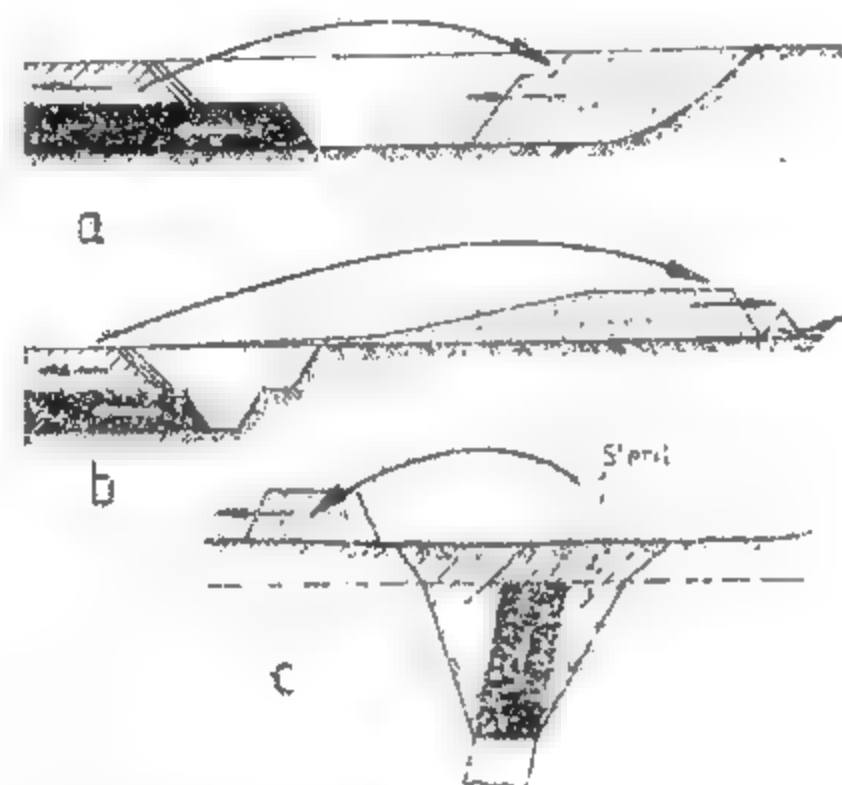


Fig. XX.78. Amplasarea haldelor:

a — interioară; b și c — exterioară.

Sterilul rezultat prin descoperire este bine să fie lăsat în spațiul exploatat, formînd halde interioare, care sînt mult mai economice, mai productive și mai simple din punct de vedere organizatoric decît haldele exterioare. Totuși, într-o serie de cazuri și anume la exploatarea zăcămintelor cu copertă de mare grosime și mai ales a acestora cu înclinare mare și foarte mare, cu dezvoltarea progresivă a lucrărilor miniere în adîncime se folosesc halde exterioare. Haldele exterioare sînt folosite, de asemenea, la exploatarea zăcămintelor situate pe povirnișuri și pe pantele dealurilor.

La fixarea locului de construire a haldelor exterioare se va ține seama ca acestea să fie amplasate cît mai aproape de carieră, pe suprafețe fără substanță minerală utilă, situate pe povirnișuri naturale sau în depresiuni existente în apropierea exploatării la zi, cu acces comod pentru transport, iar la o eventuală alunecare să nu fie afectate lucrări de artă, cursuri de ape, construcții industriale sau civile etc. (fig. XX.79).

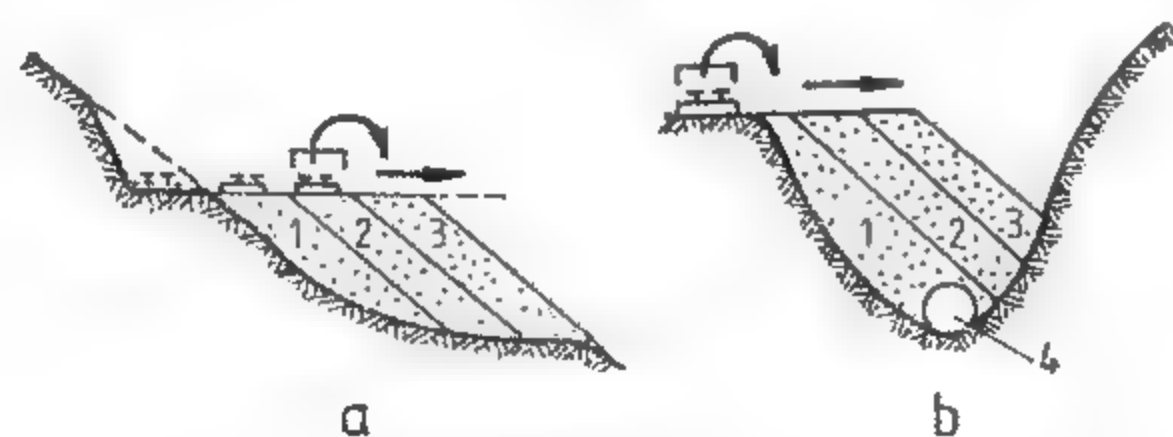


Fig. XX.79. Amplasarea haldelor exterioare:

a — amplasarea haldelor pe o coastă de deal; b — amplasarea haldelor într-o vale; 1, 2, 3 — fazele de înaintare a haldelor; 4 — conductă pentru scurgerea apelor

La amplasarea haldelor pe povirnișuri și în văi trebuie să fie prevăzută evacuarea apelor de infiltrație dincolo de limitele acestora sau scurgerea lor prin conducte așezate în corpul haldelor (fig. XX.79).

Dacă haldele exterioare sînt situate pe șesuri, înălțimea necesară a treptelor de haldă se obține prin întrebuițarea diverselor utilaje pentru depunerea sterilului și ridicarea treptată a drumului de transport.

Înălțimea treptelor de haldă variază de la cîțiva metri la peste 100 de metri, în funcție de proprietățile fizico-mecanice ale rocilor ce se depun în haldă, metoda și utilajul de formare a haldelor, relieful și proprietățile fizico-mecanice ale terenului pe care se face depunerea.

Înălțimea minimă de pînă la 30 m a treptelor de haldă se adoptă la folosirea haldelor cu mai multe trepte, în cazul rocilor argiloase și la întrebuițarea buldozerelor pentru nivelare, iar înălțimea maximă a acestora de peste 100 m se adoptă în cazul rocilor nisipoase și la utilizarea excavatoarelor de haldă și a transbordoarelor cu braț în consolă, precum și la construirea haldelor exterioare în văi și pe versanții dealurilor, la folosirea haldelor cu o singură treaptă.

7.1. CONSTRUIREA HALDELOR

În stadiul actual de dezvoltare a tehnicii miniere, lucrările pentru formarea haldelor sînt complet mecanizate, utilizîndu-se în acest scop: plugurile de haldă; buldozerile, excavatoarele cu cupe multiple fixate pe un lanț fără fine și transbordoarele cu braț în consolă în cazul construirii haldelor în extensiune laterală, sau lăptele mecanice, draglinele și transbordoarele cu braț în consolă (abzețere) în cazul construirii haldelor în înălțime. La folosirea podurilor transbordoare pentru transportul sterilului din fronturile de lucru de la descoperire la haldă, formarea haldelor se face direct prin deversarea materialului de pe podul transbordor.

Alegerea modului de haldare în exploatarea la zi este influențată de: metoda de exploatare ce se va aplica în carieră, proprietățile fizico-mecanice ale rocilor ce se haldază, relieful suprafeței unde se face depunerea, productivitatea carierei la descoperire și felul utilajului folosit la descoperire. Indiferent de modul ales de construire a haldelor, vor trebuie asigurate următoarele cerințe: depozitarea întregului volum de rocă din copertă, securitatea deplină a lucrului pentru oameni și utilaje, productivitate ridicată a muncii și cost redus a lucrărilor de haldare.

Mașinile și instalațiile de format halde se plasează fie în fronturile de lucru de la descoperire, fie în halde, direct pe materialul deversat. Amplasarea mașinilor de format halde în fronturile de lucru de la descoperire poate fi întîlnită numai în cazul haldelor interioare. Plasarea mașinilor de format halde pe sterilul descărcat în halde poate fi întîlnită atît în halde interioare cît și la cele exterioare. Transportul sterilului de la fronturile de lucru, din masivul de roci sterile, la mașinile de repartizat sterilul în halde se face de obicei, cu vagoane pe cale ferată, cu autobasculante și cu transportoare cu bandă.

La transportul sterilului la haldă pe cale ferată roca descărcată din vagoane se nivelează cu ajutorul buldozerelor sau plugurilor de haldă.

Plugurile de haldă (fig. XX.80) lucrează pe același principiu ca și plugurile de zăpadă și sînt echipate cu un brăzdar principal, un brăzdar special și o serie de brăzdare mici auxiliare care se numesc *scuturi*. Brăzdarul principal aruncă roca în jos pe taluz, scuturile curăță linia de rocă căzută pe ea, iar un brăzdar special profilează taluzul. Profilarea

taluzului constă în săparea unui șanț unilateral de-a lungul liniei ferate, în imediata apropiere a acestuia. Șanțul mărește volumul sterilului care se poate descărca pe taluz, fără a acoperi linia după ce plugul și-a executat cursa și înainte de trecerea lui următoare.

Comanda brăzdarelor se face cu ajutorul unor dispozitive cu aer comprimat sau hidraulice, iar pentru deplasarea plugurilor se folosesc locomotivele având o forță de tracțiune de 150–200 kN și o viteză de deplasare de aproximativ 8 km/h.

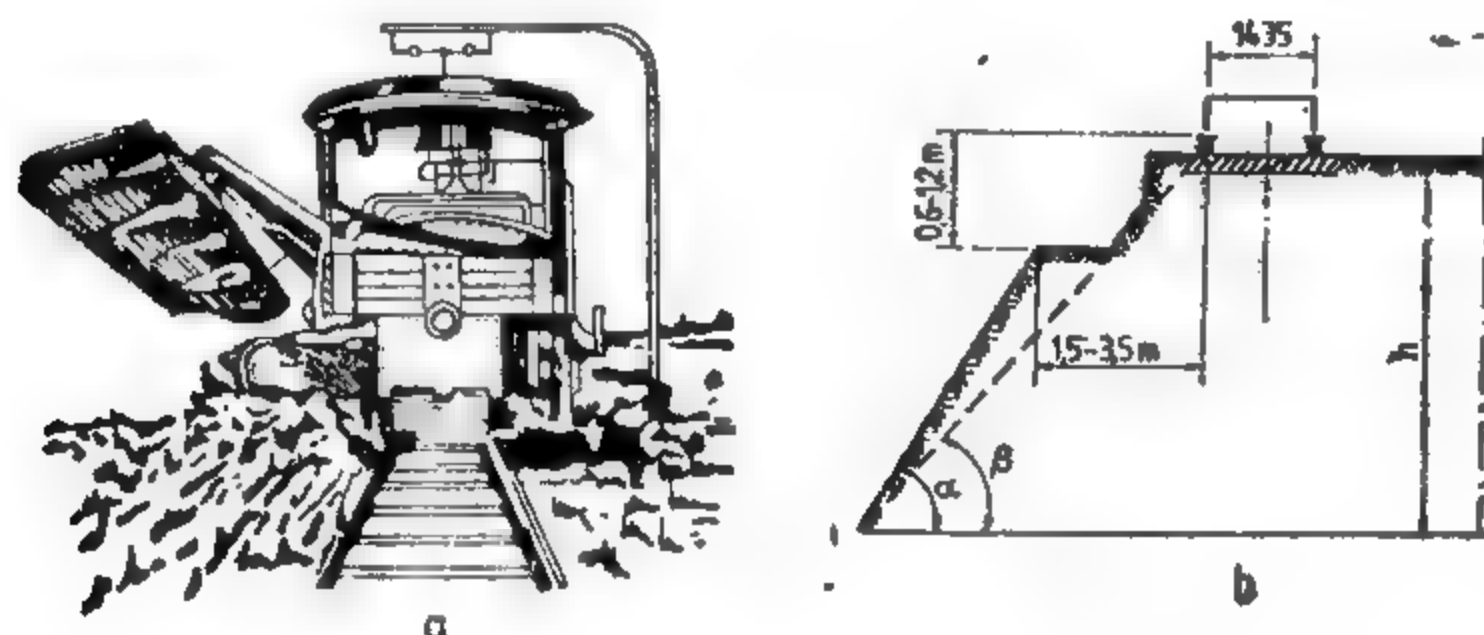


Fig. XX.80. Plug de haldă:

a — vedere generală; b — profilul părții de lucru a treptei.

În funcție de lungimea brăzdarului principal se deosebesc: construcții de pluguri ușoare cu lungimea brăzdarului până la 3,0 m, medii cu lungimea brăzdarului până la 5,0 m și grele cu lungimea brăzdarului de aproximativ 7,5 m.

Avantajele folosirii plugurilor de haldă constau în: cheltuieli de investiții mici, descărcarea rapidă a garniturilor de vagoane și lucru la o productivitate destul de înaltă pe un front lung de haldă, iar dintre dezavantajele folosirii acestui utilaj menționăm: cheltuieli mari de întreținere a utilajului și a liniilor de transport; greutate în formarea treptelor de haldă de înălțime mare; greutate și complicații deosebite la lucru în timpul iernii.

Spre deosebire de alte utilaje, plugurile pot fi utilizate la construirea haldelor din orice categorii de roci (inclusiv roci tari și abrazive). Productivitatea plugului de haldă este de 250 — 1 000 m³/h, în funcție de tăria rocii.

Pentru o extensiune laterală cât mai mare a haldei sînt utilizate excavatoarele cu o cupă, excavatoarele cu cupe multiple sau transbordoarele cu braț în consolă — care pot deversa materialul la distanțe de zeci de metri, avantajul fiind mărirea pasului de mutare (deplasare) a liniilor ferate sau a transportoarelor nestaționare de la haldă.

Mutarea la intervale mai rare a liniilor sau a transportoarelor nestaționare permite întreținerea lor într-o stare mai bună, ceea ce este deosebit de important la rocile nestabile. De asemenea, utilajele menționate mai sus pot fi folosite pentru ridicarea în înălțime a haldelor. Intervalele de timp între mutarea liniilor de cale ferată în cazul formării haldelor cu plugul este de 2–5 zile, iar în cazul formării acestora cu excavatorul lopată mecanică este de 30–50 zile.

În cazul folosirii excavatoarelor cu o cupă pentru haldare (fig. XX.81), frontul de descărcare L a garniturilor de vagoane se scurtează mult, ceea ce provoacă necesitatea de a descărca în multe cazuri trenurile vagon cu vagon.

Înălțimea inițială și finală a haldei este dată de relațiile:

$$h_{\text{inițial}} = h_1 + h_2 \text{ [m]}; h_1 = h_3 + h_4 \text{ [m]}; h_{\text{final}} = h_{\text{inițial}} - h_2 \text{ [m]}. \quad [71]$$

În care: h_1 este înălțimea maximă de descărcare a excavatorului; h_2 — înălțimea subtreptei pe care vehiculează excavatorul; h_3 — supranălțarea treptei de haldă; h_4 — înălțimea finală a treptei realizată de excavator.

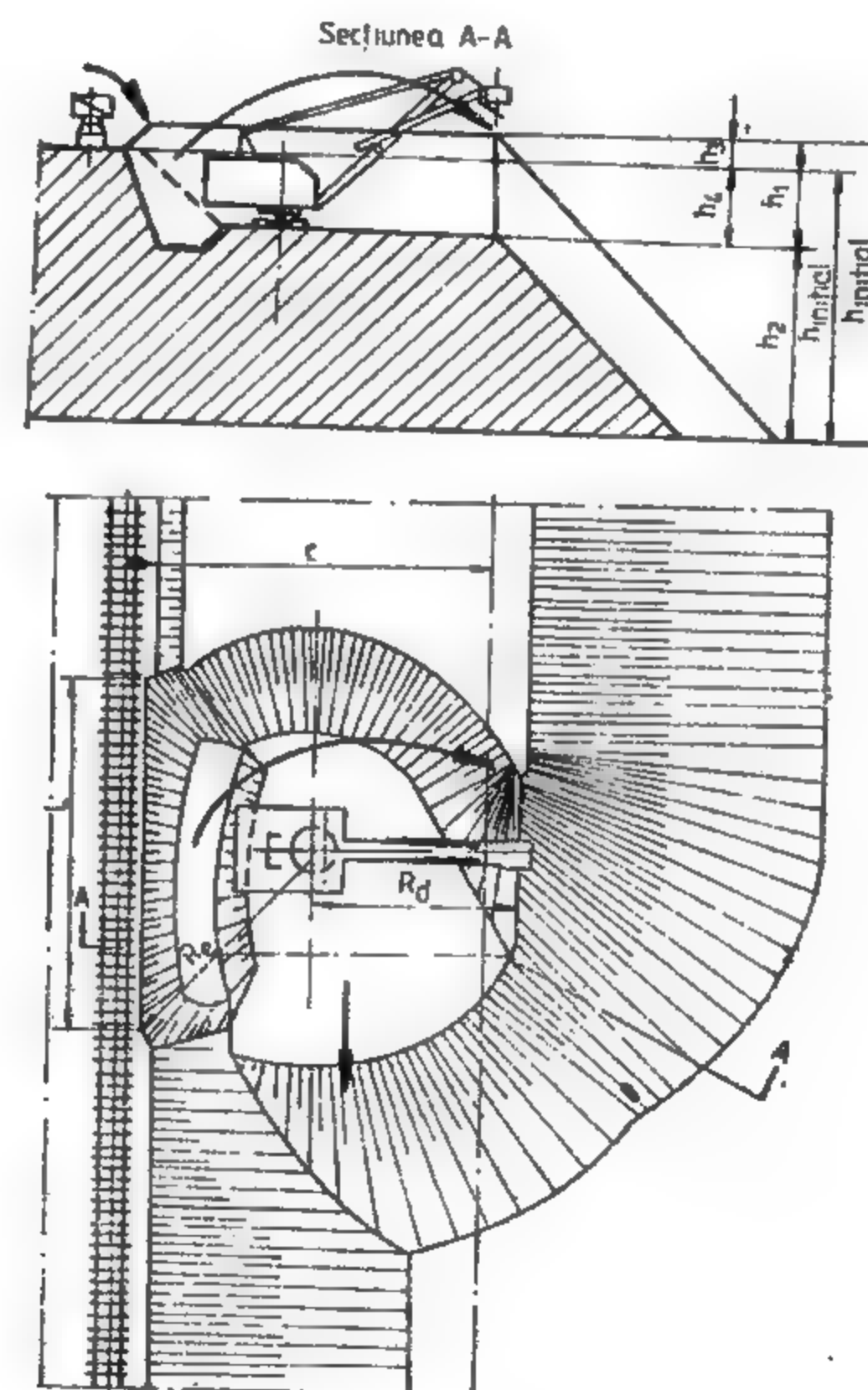


Fig. XX.81. Formarea haldelor cu excavatoare lopată mecanică.

Pasul de mutare c a liniei ferate la folosirea excavatorului lopată mecanică pentru construirea haldei poate fi calculat cu următoarea relație:

$$c = \sqrt{R_d^2 - (0,5 L)^2} + R_d \text{ [m]} \quad (7.2)$$

Excavatorul de haldă cu mai multe cupe (fig. XX.82) este un excavator cu o ramă specială pentru susținerea și dirijarea lanțului port-cupe și cu un mecanism de descărcare. Rama lanțului și cupelor excavatorului de haldă este scurtă, iar toba din capăt are un diametru mare. Cu ajutorul cupelor montate pe lanțul fără fine se poate încărcă roca afînată dintr-un șanț lat de 1,5–2,5 m, situat ceva mai jos decît berma pe care vehicu-

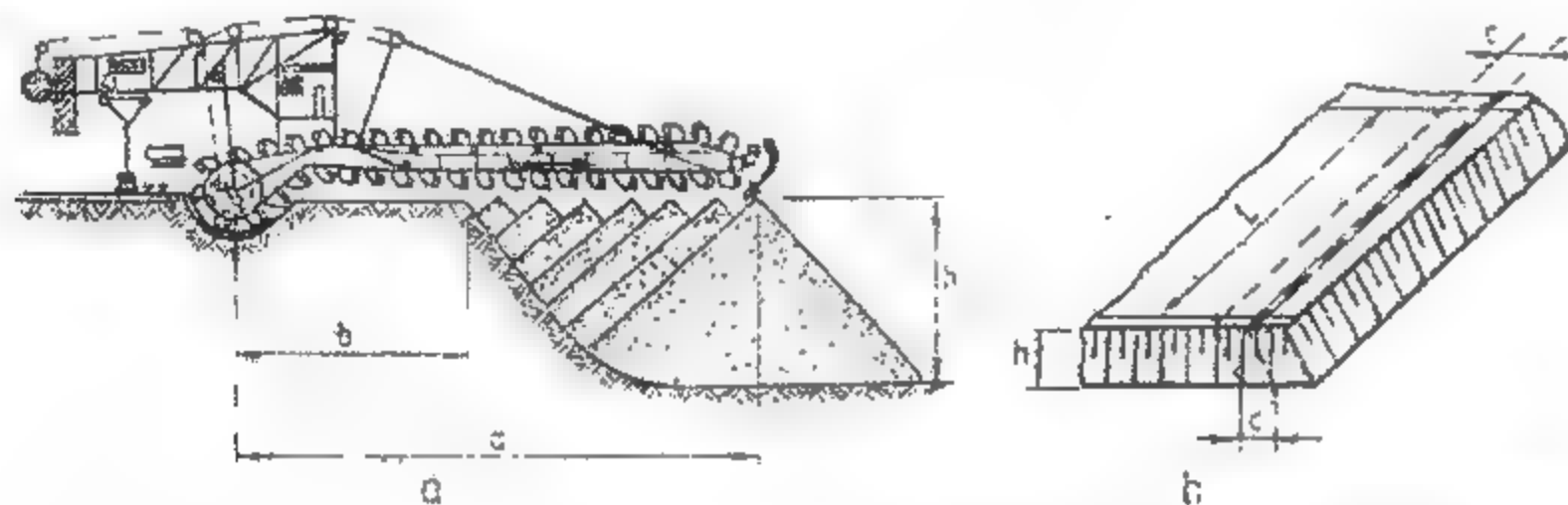


Fig. XX.82. Formarea haldelor cu un excavator cu acțiune continuă:
a — excavator de haldă cu un singur mecanism de încărcare-descărcare; b — schema de calcul a capacității de haldare

lează excavatorul. Șanțul se sapă cu excavatorul de haldă de-a lungul întregului front de deversare. Mecanismul de descărcare al excavatorului are forma unei rame orizontale pe care se deplasează lanțul cu cupe (fig. XX.82) sau a unei ferme înclinate în consolă, pe care este montat un transportor cu bandă.

Mecanismul de descărcare sub forma unei rame cu cupe este folosit numai pentru descărcarea sterilului la un nivel inferior platformei de lucru. Încărcarea și descărcarea sterilului se realizează adesea, la aceste construcții, cu un singur mecanism.

Excavatoarele de haldă cu mai multe cupe și cu transportor cu bandă se construiesc pentru încărcarea superioară și inferioară. La aceste excavatoare atât consola de descărcare cît și corpul mașinii au posibilitatea de rotire completă sau cu un anumit unghi la dreapta și la stînga.

La folosirea acestor utilaje, treapta de haldă construită prin descărcare inferioară poate ajunge la o înălțime de 40 pînă la 60 m, iar treapta construită prin descărcare superioară a materialului ajunge la înălțimi de 20 pînă la 30 m. Astfel, excavatoarele rotitoare de haldă pot construi în condiții favorabile o treaptă de haldă cu înălțimea de 60 pînă la 90 m, formată dintr-o rocă stabilă.

La construirea haldelor cu utilaj cu acțiune continuă, se formează în primul rînd un con în fața treptei de haldă și pe urmă prin rotirea în plan orizontal a consolei de descărcare se umple, în diferite moduri, spațiul liber între treapta de haldă și conul format în fază inițială (fig. XX.83). În cazul construirii treptelor înalte de haldă este bine ca materialul să fie așezat pe cît posibil în formă de conuri succesive către vechiul taluz, iar înălțimea de cădere a materialului să nu întrecă 20 m.

Haldele interioare se construiesc fie direct cu utilajul mecanic ce lucrează la excavarea copetei (fig. XX.84), fie prin extindere cu ajutorul excavatoarelor de haldă cu mai multe cupe sau a transbordatoarelor cu braț în consolă (abzetelelor) de la nivelul bordurii superioare inițiale, cînd materialul este transportat pe cale ferată sau cu transportoare așezate pe sol (fig. XX. 83), fie încă cu ajutorul podurilor transbordatoare de mare deschidere și capacitate.

La noi în țară, în carierele bazinelor Rovinari, Motru, Jilf, Huznicioara și Horezu, haldarea sterilului rezultat de la descopertare se face cu ajutorul transbordatoarelor cu braț în consolă de tipul ARs și A₂Rs B. Ambele tipuri de transbordatoare depun sterilul în haldă sub forma a două trepte: o treaptă înaintașă și o supratreaptă.

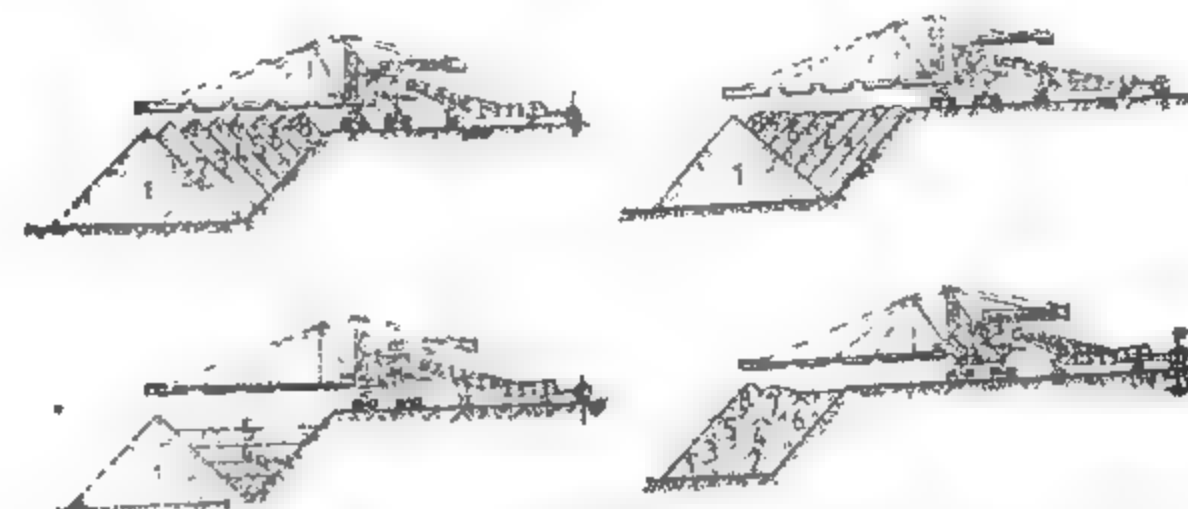


Fig. XX.83. Formarea haldelor cu ajutorul mașinilor de haldat transbordatoare cu braț în consolă:
1, 2, 3... ordinea depunerii materialului în haldă.

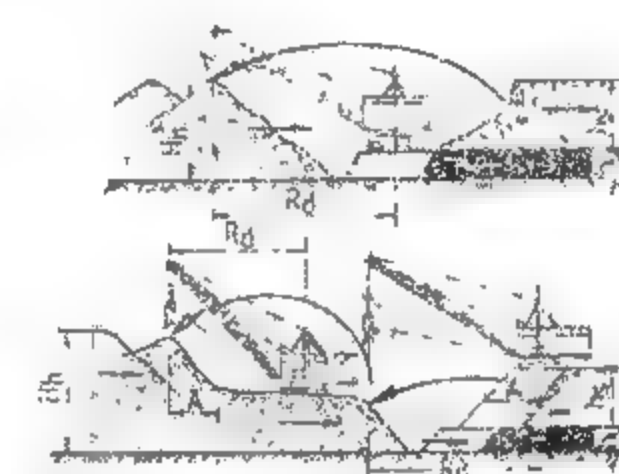


Fig. XX.84. Construirea haldelor interioare cu utilajul de la excavarea copetei.

Înălțimea celor două trepte și nivelul de vehiculare a mașinii de haldat depinde de: grosimea copetei (h_a); coeficientul de afinare a sterilului în haldă (K_a), tabelul XX.31; înălțimea maximă de ridicare a materialului de către brațul în consolă al agregatului (h); raportul între lungimea frontului de descopertare (L_d) și lungimea frontului de haldare (L_h)

Tabelul XX.31.

Coeficientul de afinare a rocilor sterile în haldă

Categoria rocilor	Coef. de afinare inițială	Coef. de tasare inițială în haldă	Coef. teoretic de afinare a sterilului în haldă	Coef. de afinare remanentă a sterilului în haldă
I. Rocci nisipoase	1,10	1,00	1,10	1,01—1,03
II. Argile prăfoase	1,20	1,03	1,17	1,02—1,05
III. Rocci argiloase	1,25	1,05	1,20	1,03—1,06
IV. Argile cu incluziuni de piatră, șisturi	1,30	1,07	1,22	1,05—1,07
V. Rocci semistîncoase și stîncoase, aluvionare	1,35—1,40	1,10	1,25	1,07—1,08
VI. Rocci stîncoase eruptive	1,40—1,50	1,10	1,30	1,10—1,20

În funcție de acești parametri înălțimea totală a haldelor pentru depozitarea întregului volum de steril rezultat de la descopertare va fi:

$$H_h = K_a \cdot h_a \cdot L_d \cdot \frac{1}{L_h} \quad [\text{m}] \quad (7.3)$$

În condițiile de limită, înălțimea treptei înaintașe de haldă, respectiv nivelul de vehiculare al transbordorului cu braț în consolă, h_1 , va fi:

$$h_1 = H_h - h = K_a \cdot h_d \cdot L_d \cdot \frac{1}{L_h} - h \quad [\text{m}] \quad (7.4)$$

În ceea ce privește aspectul tehnologic, în toate cazurile cînd înălțimea copertei și dimensiunile constructive ale utilajului permit, înălțimea primei trepte de haldă este egală cu înălțimea treptei pe care vehiculează excavatorul principal de la descoperțare, aceasta pentru ca transportoarele nestaționare de la descoperțare și haldă și respectiv transportoarele semistaționare de legătură să fie montate la același nivel.

Treptele de haldă se execută prin extensiune laterală și prin ridicare în înălțime, în mod succesiv, sub formă de fișii paralele sau în evantai cu lățimea maximă de 40 m (fig. 85).

Pentru construirea haldelor, prin intermediul unui călăreț de bandă, materialul ajunge de petransportorul nestaționar—montat longitudinal pe berma treptei înaintașe—pe un transportor intermediar de tip BRs sau direct pe brațul de preluare și apoi pe brațul de predare al agregatului, care îl deversează în una din cele două trepte de haldă.

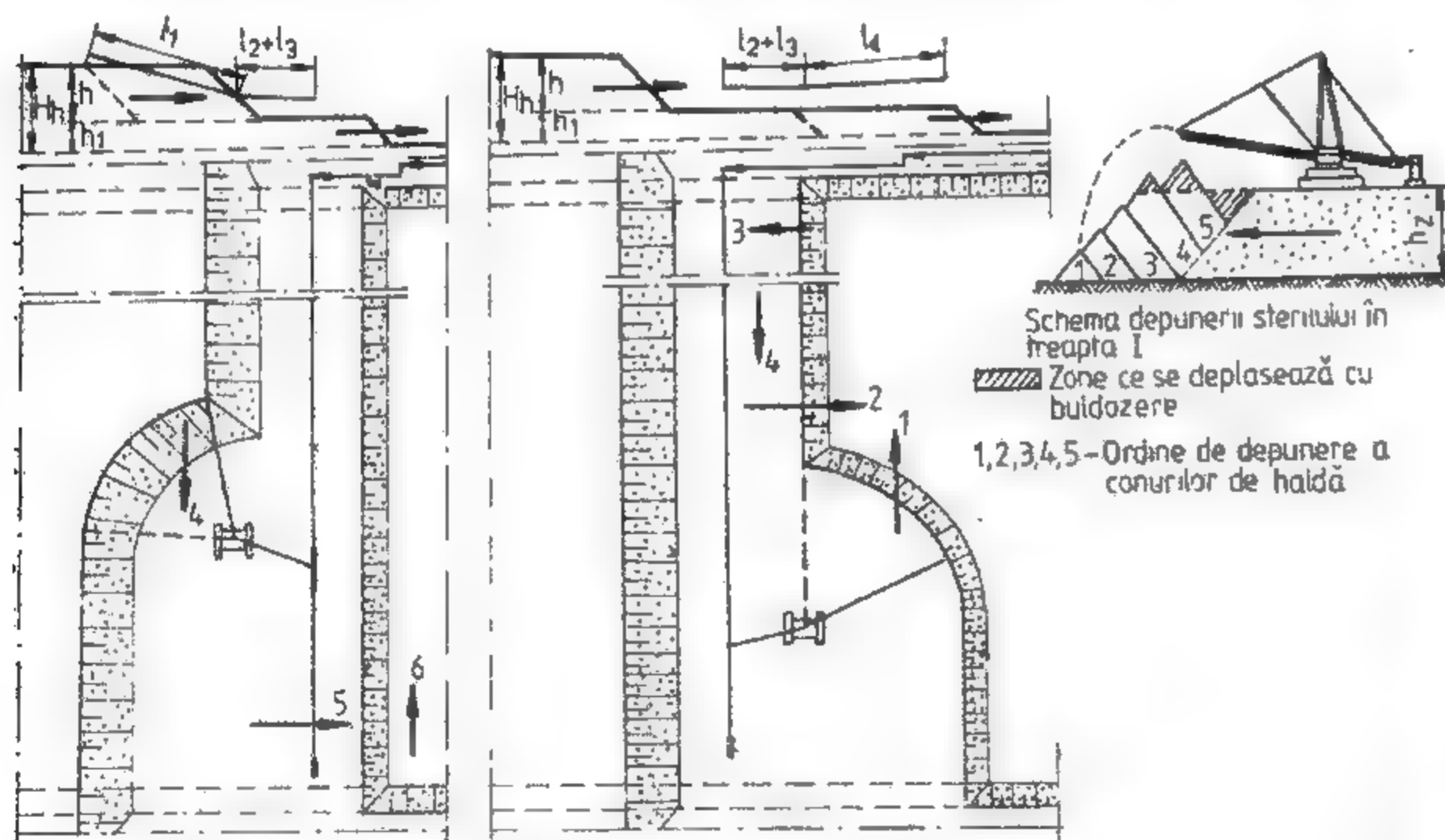


Fig. XX.85. Tehnologia formării haldelor în bazinul Rovinari:

1 — direcția de haldare a treptei I; 2 — direcția de ripare a transportorului; 3 — sensul vehiculării mașinii de haldat pentru a se trece la construirea treptei a II-a de haldă; 4 — direcția de haldare a treptei a II-a; 5 — sensul vehiculării mașinii de haldat pentru revenirea la haldarea treptei I; 6 — 7 — direcția de haldare a treptei I.

După deversarea materialului în treaptă, acesta este nivelat și într-o oarecare măsură tasat cu ajutorul buldozerelor, lucru necesar mai ales pentru treapta I-II pe care vehiculează agregatul de haldat și care trebuie să prezinte o capacitate portantă și o stabi-

litate suficient de mare. În același scop, în fața fronturilor de haldare, pe vatra carierelor se execută lucrări de drenare a apelor acumulate pe suprafața acestora și a eventualelor ape ce vor pătrunde în corpul haldei.

Capacitatea haldei sau a unui sector al acesteia reprezintă volumul de rocă care poate fi depozitat în unitatea de timp.

Pasul de formare a haldei reprezintă distanța de deplasare laterală a instalației de format halde într-o nouă poziție de lucru.

Pasul de formare a haldei la transportul feroviar sau transportoare așezate pe sol este egal cu distanța c între poziția anterioară a liniei sau transportorului nestaționar și cea nouă (fig. XX.82, a).

Volumul haldei (V) la un pas de formare a ei va fi:

$$V = h \cdot L \cdot c \quad [\text{m}^3] \quad (7.5)$$

unde: h este înălțimea treptei de haldă, m;

L — lungimea sectorului frontului de lucru al haldei, m;

c — pasul de formare a haldei.

Capacitatea specifică a pasului de formare a haldei:

$$V' = h \cdot c \cdot 1 \quad [\text{m}^3] \quad (7.6)$$

Pasul de formare a haldei se stabilește ca diferență între lungimea brațului mașinii de format halde a și distanța de siguranță b între poziția axei mașinii și bordura treptei de haldă (fig. XX.82, b).

$$c = a - b \quad [\text{m}] \quad (7.7)$$

unde $b = 1-2$ m — în cazul folosirii plugurilor de haldă și 10-30 m — în cazul folosirii excavatoarelor grele.

Pasul de formare a haldei la folosirea plugurilor de haldă este de 1,5 — 3,0 m, iar la folosirea excavatoarelor pentru lucrările de haldare este de aproximativ 25 m.

Deplasarea laterală a liniilor ferate sau a transportoarelor nestaționare de haldă provoacă opriri în operațiile de formare a haldelor. Pentru a asigura lucrul continuu la formarea haldelor, aceasta se împarte în mai multe sectoare de descărcare, dintre care o parte formează sectoarele de lucru, iar celelalte, sectoare de pregătire în care se face riparea căii ferate sau transportorului. Lungimea sectoarelor de haldă variază de la 300—1000 m și uneori chiar mai mult.

Fiecare teren format din n vagoane cu capacitatea q (în m^3) aduce la haldă $\frac{nq}{K}$ [m^3]

de steril, K fiind coeficientul teoretic de afinare al sterilului în haldă.

Numărul trenurilor N care se pot descărca la un pas de formare a haldei este:

$$N = \frac{h \cdot L \cdot c \cdot K}{nq} \quad [\text{trenuri}] \quad (7.8)$$

Timpul t de lucru al sectorului de haldă care corespunde unui pas de deplasare poate fi exprimat prin relația:

$$t = t_1 \cdot N + t_2 + t_3 \quad [\text{h}] \quad (7.9)$$

În care: t_1 reprezintă timpul de sosire a trenului încărcat de la punctul cel mai apropiat de încrucișare la sectorul de descărcare, descărcarea lui și apoi revenirea la punctul de încrucișare fără încărcătură, ore;

t_2 — durata de lucru a mașinii de format halde; ore;

t_3 — durata mutării laterale a liniilor în noua poziție, ore.

Timpul t de lucru al sectorului de haldă corespunzător unui tren va fi:

$$t' = t_1 + \frac{t_2 + t_3}{N} \quad [b] \quad (7.10)$$

Numărul teoretic m al trenurilor pe care îl poate primi un sector de haldă în 24 ore se poate determina din relația:

$$m = \frac{T}{t'} \quad [\text{trenuri}] \quad (7.11)$$

T fiind durata teoretică de lucru a haldei în 24 ore,

Dacă în 24 ore trebuie descărcate în haldă N' terenuri, numărul minim M de sectoare de haldă va fi:

$$M = f \frac{N'}{m} \quad [\text{sectoare}] \quad (7.12)$$

unde $f = 1,25 - 1,50$ este un coeficient de rezervă, care ține seama de neuniformitatea de execuție a operațiilor de haldă.

Dezvoltarea haldelor din exploatarea la zi poate fi paralelă, în avânt sau curbilinie (fig. XX.86).

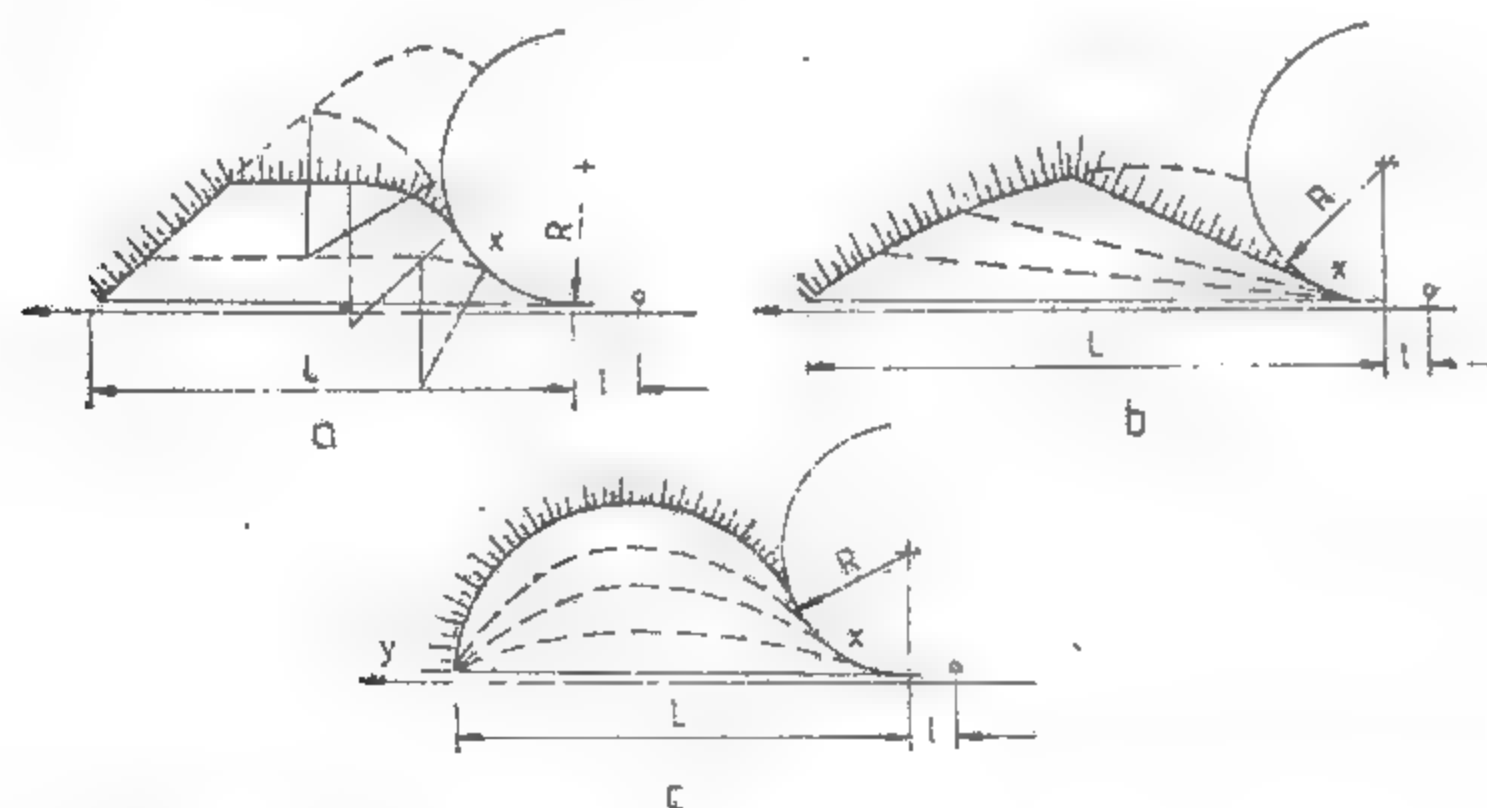


Fig. XX.86. Scheme de dezvoltare a unei halde:

a — paralelă; b — în avânt; c — curbilinie; x și y — puncte fixe ale haldei; R — raza de curbă a liniei ferate; L — lungimea sectorului în haldă; l — distanța de la punctul de încrucișare la sectorul în haldă.

De obicei, sterilul se depozitează în haldă într-o singură treaptă, dar pe suprafețe mai înguste apare necesitatea ca acesta să fie depozitat în două și chiar mai multe trepte (fig. XX. 87).

Depozitarea sterilului în trepte se execută cu o anumită supraînălțare a secțiunii transversale a treptei, ținându-se seama de tasarea naturală a rocii în haldă; după ce roca

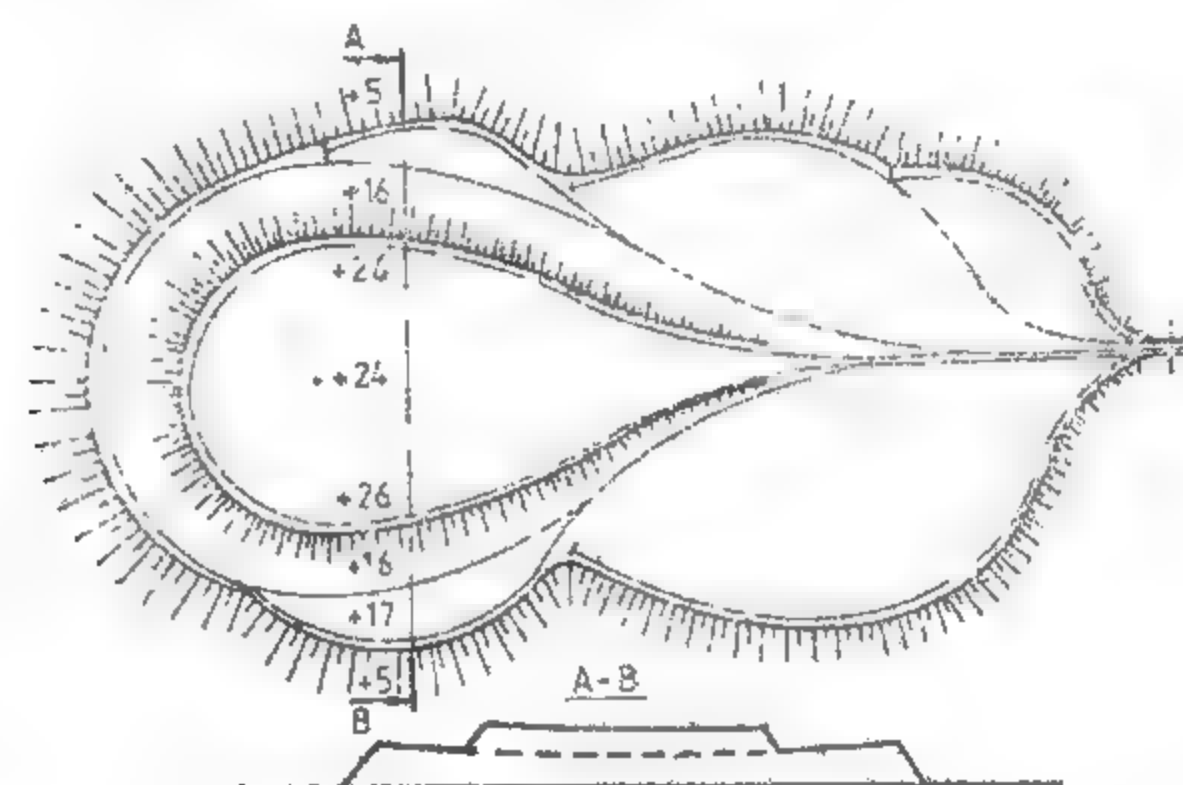


Fig. XX.87. Construirea haldei în trepte.

s-a tasat, suprafața treptei se nivelează și se orizontalizează. Înălțimea supraînălțării suprafeței se stabilește în conformitate cu necesitățile practice și aceasta variază, de obicei, între 5 și 25 %.

Lucrările de haldare în cazul transportului auto sunt foarte simple, sigure și economice. Aceste avantaje sunt determinate mai ales datorită lipsei liniilor ferate și transportoarelor nestaționare. În cazul terenului de bază orizontal, haldă se formează din sterilul depozitat în strate subțiri care se succed în înălțime. Stratele se formează prin descărcarea sterilului direct din cutia autobasculantelor, care se nivelează apoi treptat cu ajutorul buldozerelor. Descărcarea autobasculantelor se face la distanța de 2—3 m de muchia haldei, în funcție de stabilitatea taluzului. Distanța minimă dintre axul drumului temporar de acces la locul de deversare și muchia haldei trebuie să fie minimum 15 m.

Când stratul de material depus în haldă atinge 2—5 m grosime, se tasează cu un compresor neted cu masa de 10—20 t. Pe stratul astfel format se depune stratul următor și așa mai departe. Folosirea buldozerelor pentru împrăștierea și nivelarea materialului în haldă este simplă, ieftină și de mare productivitate.

În cazul haldelor exterioare formate pe versanții dealurilor apare necesitatea ca fundamentul acestora să fie format din roci tari sau din roci sedimentare cu stratificația în contrapantă. De obicei, pe aceste fundamente care au înclinare mare și foarte mare se execută trepte de înfrățire care au geometria și dimensiunile ce rezultă din studiile geotehnice și calculele de stabilitate efectuate în acest scop.

La exploatarea prin lucrări la zi a zăcămintelor de înclinare mare și foarte mare, descoperța este extrasă, de cele mai multe ori, prin lucrări de perforare-împușcare și transportată auto la halde exterioare care vor fi înalte și foarte înalte. În asemenea halde materialul depus se așază la un unghi mai mare decât unghiurile de stabilitate și, ca urmare, în corpul haldei se vor produce frecvent alunecări.

Întrucît alunecările nu pot fi evitate, linia activă a fronturilor de haldă va fi împărțită în patru categorii de sectoare și anume: sectoare pentru haldare curentă, sectoare pentru deformare (tasare-alunecare), sectoare în liniștire (stabilizare) și sectoare în pregătire.

Avînd în vedere că procesul de deformare și cel de liniștire se desfășoară într-un timp care nu depinde de voința omului, numărul și lungimea sectoarelor trebuie în așa fel alese, încît numărul sectoarelor de haldare să fie egal cu cel al sectoarelor de pregătire, iar dublul sumei acestor două categorii să reprezinte numărul sectoarelor destinate deformării și stabilizării.

Pentru depistarea și urmărirea în timp a dezvoltării deformațiilor haldelor de steril apare necesitatea efectuării de observații vizuale, măsurători topografice și ridicări fotogrammetrice, pentru a se determina direcția și mărimea deplasărilor diferitelor puncte de pe berma superioară a haldei, de pe taluz și de la baza acestuia.

În baza observațiilor și măsurătorilor efectuate pot fi luate diferite măsuri de prevenire și combatere a deformațiilor periculoase din corpul haldelor.

În multe cazuri, la construirea haldelor prin împingerea și înprăștierea în cariere părăsite a materialului descărcat din vagoane sau deversat de pe benzi transportoare se folosește apa. Pot fi folosite două metode: prin umezire (fig. XX.88) sau prin spălare cu hidromonitorul (fig. XX.89).

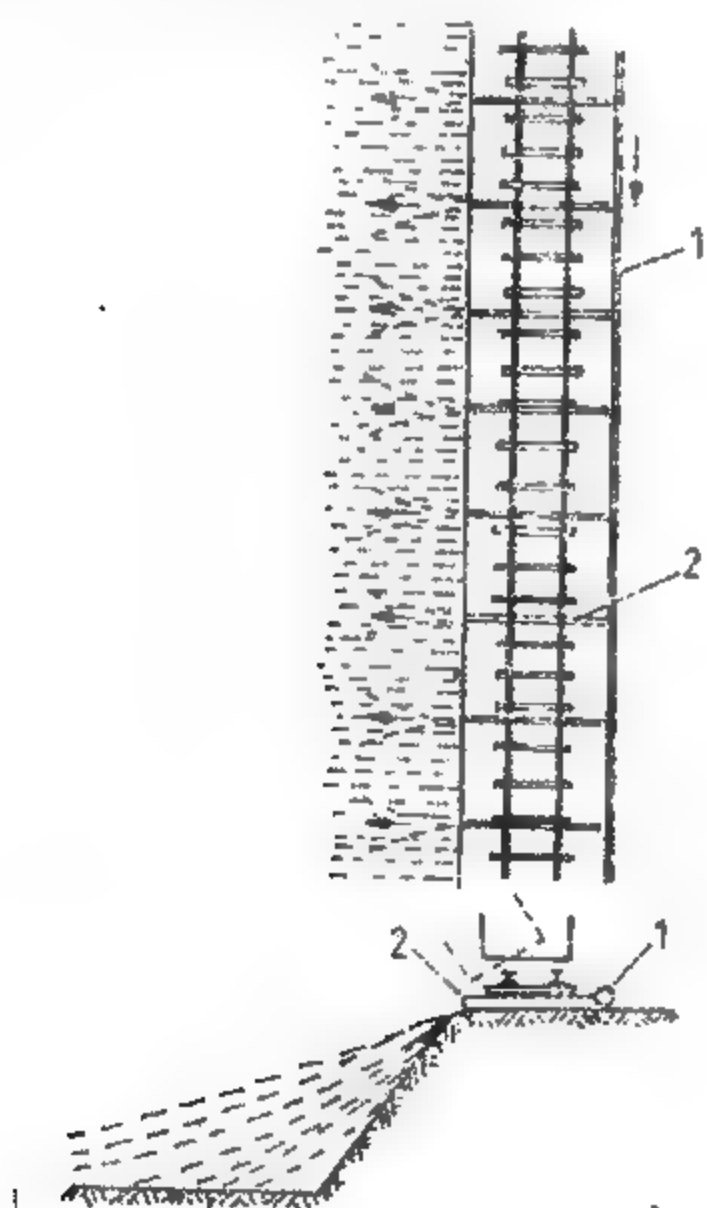


Fig. XX.88. Îndepărtarea prin umezire a sterilului descărcat în haldă:

1—conducta principală de apă; 2—hidranți.

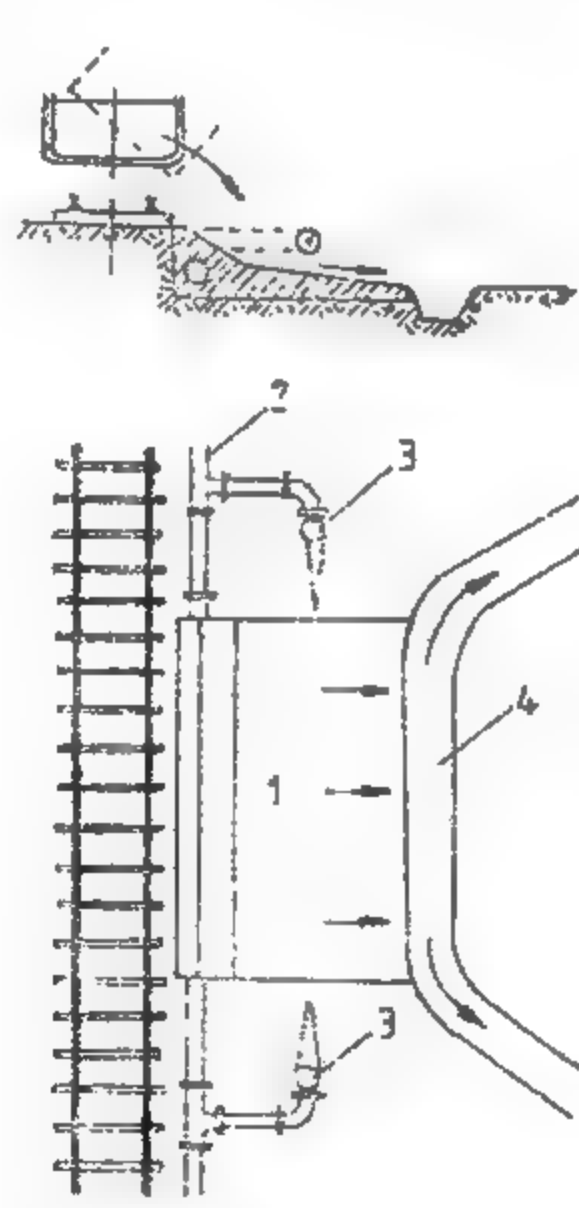


Fig. XX.89. Îndepărtarea cu hidromonitoare a sterilului descărcat din vagoane:

1—platformă de descărcare; 2—conductă principală de apă; 3—hidromonitor; 4—rigole pentru scurgerea hidromasei.

La folosirea primei metode, apa scursă din hidranți (ramificații) spre taluzuri îmbibă roca descărcată din vagoane și o face să alunece pe taluzuri în jos.

Materialul descărcat este îndepărtat permanent, formîndu-se un taluz lin, cu o înclinare de 5—20°, în funcție de natura și granulometria materialului și debitul de apă.

La folosirea celei de a doua metode, la punctul de descărcare a vagoanelor se amenajează o platformă, iar sterilul descărcat pe această platformă este spălat cu două hidromonitoare, pulpa scurgîndu-se într-o rigolă laterală, de unde este condusă spre locul de depozitare într-o hidrohală.

În cazul extragerii rocilor prin hidromecanizare sau a extragerii mecanice și transportului hidraulic al descopertei, depunerea materialului steril se face în hidrohalde. Hidrohaldele se dispun, de regulă, la o distanță cît mai mică de fronturile de lucru și, în măsura posibilităților, la aceeași cotă de nivel sau mai jos, în scopul micșorării lunginii conductei de pulpă și evitării pierderilor de presiune.

Hidrohaldele și bazinele de colectare a apei de pe lingă acestea trebuie să fie amenajate în depresiuni naturale și văi; în acest caz, pentru pregătirea hidrohaldei va fi necesară construirea unui număr minim de diguri și de dispozitive cu stăvilari pentru scurgerea apei. Dacă depresiunile naturale lipsesc, hidrohalda se amenajează prin construirea pe teren a unor diguri artificiale circulare închise, cu lățimea la coroană de 12—15 m.

Hidrohalda și bazinul colector de apă se pot uni într-o singură construcție sau pot constitui două construcții separate, vecine.

În ultimul caz, un bazin, adică o parte din construcție, servește pentru depunerea particulelor mari de rocă, iar cealaltă pentru depunerea particulelor mărunte argiloase și limpezirea definitivă a apei. Dacă hidrohaldele și bazinele colectoare de apă sînt dispuse separat, se obține o limpezire mai bună a apei decît dacă ele sînt reunite într-o singură construcție.

Digul care îngrădește hidrohalda se construiește pe etape. În prima etapă se construiește un dig de înălțime redusă (4—6 m) digul de amorsare, folosind materialul preluat de la fața locului sau din zonele apropiate. În etapa a doua se începe depozitarea pulpei în bazin și se trece la ridicarea treptată a digului cu material solid sedimentat din pulpă.

Depunerea pulpei în hidrohală se poate efectua după următoarele trei scheme: 1) scurgerea pulpei într-un curent concentrat; 2) scurgerea pulpei din conductă prin orificii efectuate de-a lungul acesteia (depunerea înelară) și 3) folosirea concomitentă a scurgerii concentrate și a celei inelare (depunere combinată).

La ieșirea pulpei din conducta de pulpă, care este așezată pe o estacadă, aceasta se scurge în haldă sub forma unui curent concentrat. Pe locul de cădere al pulpei se formează întîi un con îngust care, atingînd cel mai apropiat dig, se transformă apoi într-o plajă de aluvionare cu o ușoară înclinare spre interior (fig. XX.90, a). Cînd plaja de aluvionare ajunge la înălțimea digului înconjurător, capătul conductei de pulpă se prelungește în interiorul haldei. Umplerea întregului spațiu de haldă se obține prin prelungirea treptată a conductei de pulpă. Avantajele acestui procedeu de depunere constă mai ales în posibilitatea de a depune în haldă un volum maxim de rocă, fără deplasări repetate ale conductei de pulpă și prin conducte avînd o lungime minimă; dezavantajul principal este neuniformitatea procesului de încărcare al digurilor de-a lungul perimetrului haldei, din cauza depunerii concentrate a rocii din pulpă.

La depunerea pulpei prin procedeul *inelar*, conducta de pulpă se așază pe întregul perimetru al digurilor înconjurătoare, iar dezvoltarea haldei se efectuează de la limitele ei spre mijloc. Depunerea pulpei se face prin orificii speciale de scurgere, adică prin racorduri sudate la conducta de pulpă la fiecare 15—20 m, sau prin orificii speciale perforate în conducte (fig. XX.90, b).

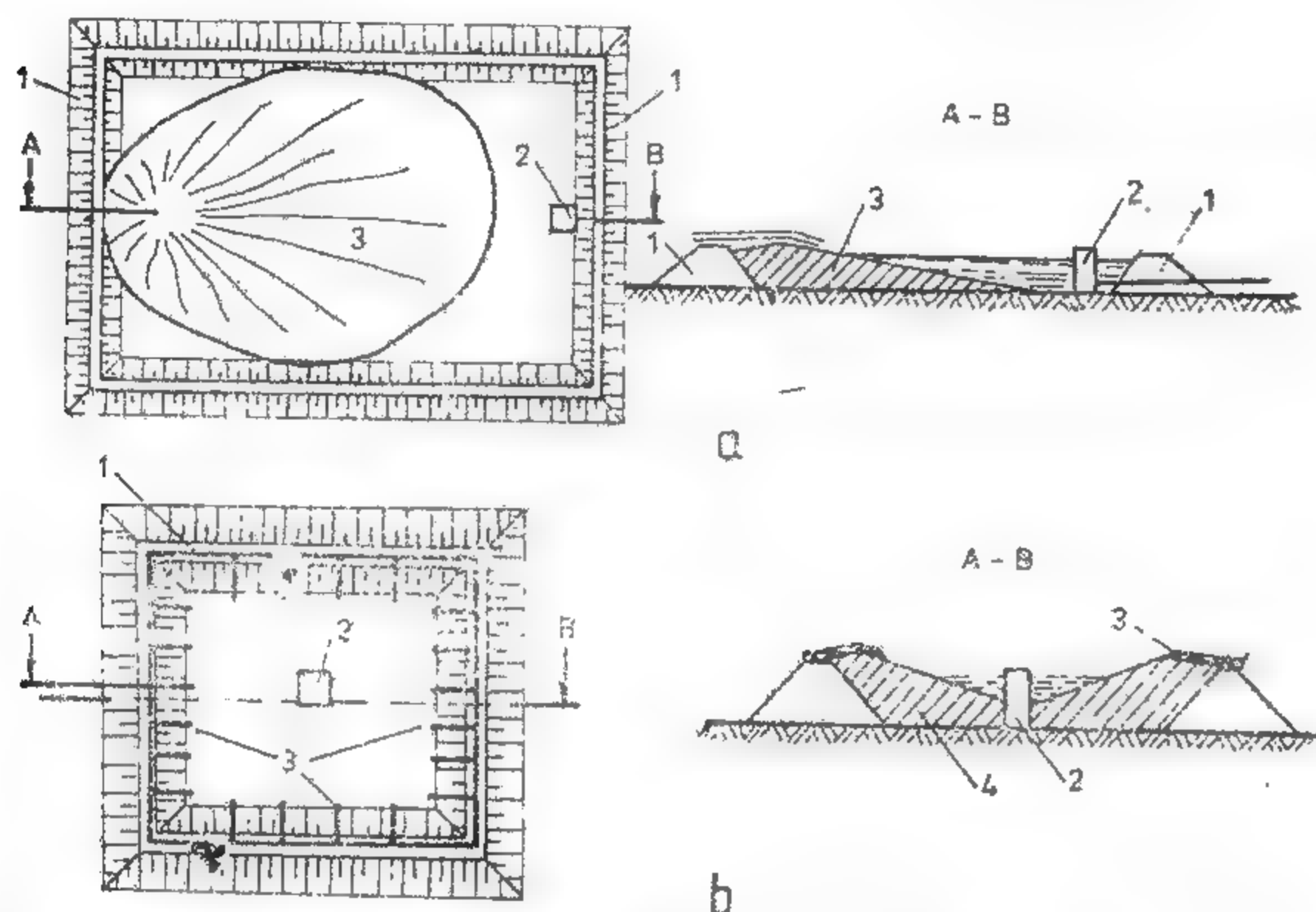


Fig. XX.90. Depunerea pulpei în hidrohaldă:

a — depunerea pulpei prin curent concentrat; 1 — dig; 2 — puț colector de apă; 3 — con de depunere;
b — depunerea pulpei prin procedeu inelar; 1 — conductă de pulpă; 2 — puț colector de apă; 3 — orificiile de scurgere; 4 — depunere

La dirijarea pulpei de la dig spre mijlocul haldei se realizează o consolidare și o ridicare treptată a digului de înconjurare inițial. În acest fel se mărește capacitatea haldei și odată cu aceasta stabilitatea digului. Deoarece racordurile de evacuare se pot ridica ușor, partea superioară a plajelor aluvionare se poate afla, în anumite situații, mai sus decât creasta digului; pentru a se evita dirijarea pulpei în direcția taluzului uscat (exterior) al digului, dirijarea acesteia se face cu ajutorul unor panouri de lemn. Datorită acestui mod de lucru, creasta crește deplasându-se spre interior.

Depunerea inelară se poate face și cu așezarea conductei de pulpă pe estacade înalte de 2—3 m, amplasate pe perimetrul haldelor, în interiorul acestor înconjurări cu diguri (fig. XX.91).

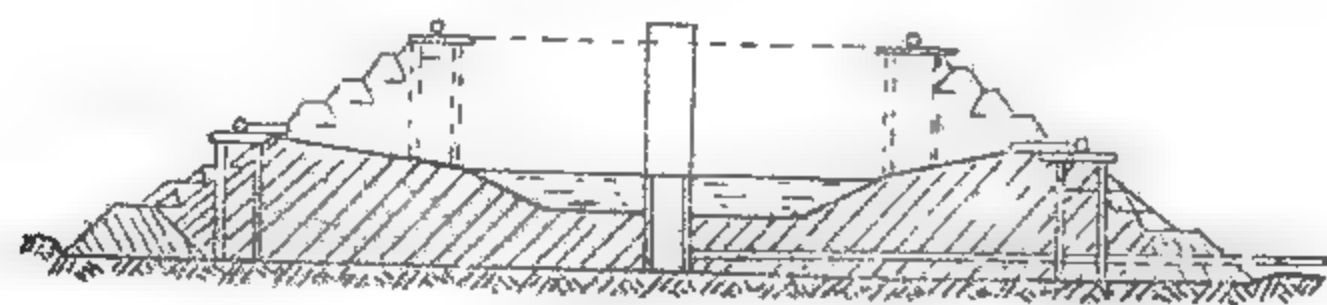


Fig. XX.91. Schema de depunere inelară printr-o conductă de pulpă așezată pe estacade.

Mijlocul cel mai eficace de depunere al pulpei este folosirea combinată a acestor procedee. La folosirea procedeuului combinat, depunerea masei de rocă se realizează prin scurgerea pulpei din capătul conductei și prin folosirea periodică a depunerii inelare pentru ridicarea digurilor înconjurătoare.

De multe ori digul este în permanență îngroșat către exterior, spre a se împiedica eventuale ruperi cauzate de infiltrații puternice de apă și subțierea constituției materialului.

Capacitatea hidrohaldei este determinată de compoziția granulometrică și de capacitatea de cedare a apei de rocile depuse. Rocile nisipoase cu pietriș și cele cu conținut de nisip cedază o proporție foarte mare de apă și volumul se schimbă relativ puțin în haldă, în comparație cu volumul inițial din masiv. Rocile argiloase au o capacitate redusă de cedare a apei, iar volumul lor în haldă este cu 20—35% mai mare decât volumul în masiv.

Evacuarea apei folosită la hidrotransport se face cu ajutorul puțului de colectare prevăzut cu panouri de nivel. Puțul este amplasat, de obicei, în centrul hidrohaldei, iar apa care se introduce periferic tinde către el, asigurându-se astfel stabilitatea hidrohaldei.

Pentru asigurarea stabilității treptelor de haldă și a haldelor în general, acestora trebuie să li se asigure un anumit unghi de taluz cât mai apropiat de unghiul de taluz natural al rocilor depozitate.

În tabelul XX.32 sînt date valorile unghiurilor de taluz natural pentru diferite roci depozitate, în funcție de umiditate. Înălțimea și înclinarea haldelor depinde de natura rocilor depuse și de utilajele folosite la formarea lor. După indicațiile literaturii de specialitate, înălțimea și înclinarea treptelor de haldă variază conform celor prezentate în tabelul XX.33.

Unghiul general de înclinare a sistemului treptelor de haldă depinde, de asemenea, de natura și umiditatea rocilor depozitate, variind între următoarele limite: 25—30° pentru roci stincoase uscate neconsolidate; 18—25° pentru roci argilo-nisipoase uscate; 8—15° pentru roci argiloase umede; 5—10° pentru roci argiloase cu umiditate mare ce vădesc o tendință accentuată de curgere.

Stabilitatea taluzelor hidrohaldelor este condiționată de adoptarea unui unghi de taluz stabil, pentru cazul maselor de rocă depuse din pulpă sub acțiunea forțelor de infiltrație, precum și de înlăturarea posibilităților de spălare sau afinare a materialului din taluz.

Tabelul XX.32

Valorile unghiurilor de taluz natural în cazul diferitelor umidități ale stérilului

Steril	Unghiul de taluz natural pentru stéril [grade]		
	uscat	umed	fluid
Nisip	28—35	30—40	22—27
Argilă nisipoasă	40—50	35—40	25—30
Argilă grasă	40—45	35	15—20
Sol vegetal	40	35	25
Roci tari afinate cu granulometrie diferită	32—45	30—48	30—40

Tabelul XX.33

Înălțimea și înclinarea treptelor de haldă

Natura rocilor depuse în haldă	Înălțimea treptelor de haldă [m]	Unghiul de taluz [grade]
<i>Halde nivelate cu plug sau bulldozer</i>		
Roci stincoase și gresii	20—25	30—35
Roci argilo-nisipoase	10—15	35—40
Roci argiloase	8—10	33—40
<i>Halde formate cu excavatorul</i>		
Roci nisipoase	40—60	30—33
Roci argiloase-nisipoase	35—45	30—33
Roci argiloase	20—30	38—40
Roci argilo-nisipoase umede	10—15	18—25

Unghiul de taluz al digului hidrohaldeilor va fi cu atât mai mare cu cât va fi mai mare unghiul de frecare interioară a materialului depus din pulpă și cu cât curba depresionară a apei de infiltrație se va găsi mai spre interiorul digului și la o înălțime cât mai mică.

Unghiul de frecare interioară a stărilor depuse în hidrohalde variază în funcție de umiditate, granulometrie și natura mineralo-petrografică, între 4—45°. În baza celor arătate mai sus, unghiul de înclinare a taluzului aval trebuie să aibă valoarea aproximativ de 1:3 până la 1:4,5, în funcție de granulometria materialului. Aceste valori corespund unui unghi de frecare interioară de 18°30' pentru înclinarea de 1:3 și de 12°30' pentru înclinarea de 1:4,5. Aceste înclinări sînt considerate ca sigure, deoarece reprezintă jumătate din valoarea unghiului de frecare interioară a materialului uscat, adică de circa 37° și respectiv 25°.

Respectînd unghiul de taluz stabil, înălțimea maximă pînă la care pot fi ridicate hidrohaldele mai este condiționată de: presiunea maximă admisibilă pe care o poate prelua terenul ce constituie amplasamentul hidrohaldei; asigurarea unei suprafețe suficiente a hidrohaldei care să cuprindă plaja de aluvionare lată de 30—40m, precum și ecranul hidrohaldei cu o suprafață cât mai mare pentru a asigura limpezirea totală a pulpei. Reducerea suprafeței bazului sub cea stabilită atrage după sine reducerea suprafeței atât a plajei de aluvionare, cât și a ecranului hidrohaldei și în acest caz nu se mai asigură o limpezire totală a pulpei sosite în hidrohalde.

Verificarea stabilității treptelor de haldă și a sistemului de trepte se face, cel mai adesea, în ipoteza pierderii stabilității și alunecării după suprafață cilindrică-circulară. Metodele de calcul întrebuintate trebuie să satisfacă o serie de cerințe dintre care amintim: simplitate; ușurință în obținerea datelor de bază pentru calcul cu o precizie corespunzătoare; posibilitatea măsurării în timpul exploatării a unor mărimi de care s-a ținut seama în calcule etc.

Observațiile directe făcute asupra tehnologiilor de haldare întrebuintate în exploatarea la zi au dus la concluzia că menținerea și chiar mărirea stabilității haldeilor impune adoptarea unor măsuri de ordin constructiv și de întreținere a acestor depozite de stări pe toată durata exploatării și, în anumite cazuri, chiar și după epuizarea acestora.

Din punct de vedere constructiv se recomandă:

— Construirea corectă a haldeilor prin lăsarea stărilor de pe brațul de depunere a mașinii de haldat în așa fel încît să formeze o serie de conuri succesive, care se vor depune unul peste altul, astfel ca vârful primului con să nu fie depășit de baza următorului.

— Pentru a asigura o bună drenare a apelor de infiltrații din corpul haldeilor, se recomandă ca primul con să fie format, pe cît posibil, din material de terasă sau nisipos. De asemenea, pentru asigurarea unei mai bune înfrățiri cu terenul de bază a haldeilor este necesar a se curăța cu bulldozerul pătura superficială de sol vegetal, sau materialul argilos, cu tendință de înmoroare de pe vetrele carierelor în cazul haldeilor interioare.

— Executarea, acolo unde este posibil, a unei haldări selective, prin depunerea în culcușul haldei a materialului de terasă și nisipos extras din descoperită, fapt care permite o mai bună drenare a ansamblului treptelor de haldă.

— Sarcina materialului deversat prin construirea haldeilor interioare să nu întrecă limita de încărcare admisă de ecranul argilos din culcușul carierei, iar încărcarea să fie repartizată cît mai uniform pe suprafața de depozitare.

— Pentru asecarea haldeilor este neapărat necesară executarea lucrărilor de drenare la piciorul haldeilor, prin șanțuri de drenare săpate în terenul de bază și cu scurgerea asigurată către lucrările miniere subterane de asecare sau către stațiile de pompe mobile din carieră. Șanțurile de drenare se vor umple cu pietriș mărgăritar cu diametrul de 0,5—1,0 cm, peste care se vor depune apoi, prin haldare selectivă, pietrișuri și nisipuri.

— Construirea haldeilor în trepte, cu un decalaj maxim posibil între acestea, în funcție de caracteristicile constructive și funcționale ale utilajului de haldare și a tehnologiei propuse și acceptate și cu înălțimea maximă a treptelor de haldă de 20 m.

— La haldele interioare, în special, este neapărat necesară o mare stabilitate a taluzelor, ceea ce se poate realiza prin menținerea unghiului de taluz proiectat, respectarea înălțimii treptelor permisă de proprietățile fizico-mecanice ale amestecului de roci haldate, nivelarea cu bulldozerul și chiar comprimarea cu compresorul.

Din punct de vedere al întreținerii haldeilor se recomandă:

— Controlul permanent al umidității haldeilor de înălțime, prin executarea unei rețele de foraje de hidro-observații în corpul acestora.

— Vehicularea utilajelor principale din fluxul tehnologic de haldare la distanțe cît mai mari de la bordurile treptelor, spre a evita ruperi și alunecări de taluze și deteriorări ale utilajelor.

— Urmărirea în timp, prin măsurători topografice pe repere mobile de suprafață, a variației nivelului terenului de bază și a modificării profilurilor treptelor de haldă.

— Executarea lucrărilor de interceptare, dirijare și îndepărtare a apelor superficiale și subterane, inclusiv îndepărtarea apelor din depresiuni, gropi și eventuale mlaștini din exteriorul haldeilor și, mai ales, în zona din amonte a acestora.

— Stabilirea unor persoane cu pregătire corespunzătoare, din sectorul tehnic al întreprinderii, care să se ocupe zilnic cu observarea și înregistrarea elementelor, datelor și fenomenelor privind deformarea elementelor constructive ale carierelor și haldeilor.

7.2. REDAREA ÎN CIRCUITUL ECONOMIC A TERENURILOR AFECTATE DE EXPLOATAREA LA ZI ȘI OCUPATE DE HALDE

Terenurile ocupate de halde și afectate de exploatarea la zi ating anual mii și chiar zeci de mii de hectare, care sînt, astfel, sustrase utilizărilor curente.

Haldele reprezintă în faza de construcție o încărcare și o degradare a peisajului, pe lângă faptul că poluează atmosfera. Din acest punct de vedere o atenție deosebită trebuie acordată haldelor radioactive. În cazul amplasării necorespunzătoare haldele pot aduce și unele prejudicii zonelor înconjurătoare datorită alunecării lor.

În multe țări, în scopul reducerii ocupării suprafețelor de teren agricol, haldele sînt amplasate pe terenuri improprie agriculturii și anume pe văile piraielor sau pe terenuri neproductive, fără valoare agricolă și totdeauna într-un mod care să influențeze cît mai puțin mediul înconjurător.

Lucrările necesare de realizat înainte și după formarea haldelor exterioare pe un astfel de teren constau din: executarea treptelor de înfrățire pe versanți; executarea șanțurilor de gardă pe versanți văli în vederea canalizării apelor din precipitații și protejarea treptelor de haldă; curățirea completă a zonelor cu alunecări active; alegerea unei tehnologii de haldare, astfel încît viteza de formare și avansare a hălzii să nu depășească 200—300 m/an; drenarea apelor din izvoare și din infiltrații; executarea unui dig de rezistență în avalul haldei; evacuarea și strămutarea eventualelor construcții sau gospodării din avalul haldei pe o distanță de 2—3 km etc.

În scopul reducerii suprafețelor de teren ocupate, în multe țări ale lumii s-a început o acțiune de lichidare a haldelor și redarea acestora în circuitul economic. Se poate afirma astfel, că cu toată apariția unor noi exploatare subterane și la zi, suprafața totală ocupată de halde scade în mod sistematic.

În țara noastră industria minieră este obligată, prin diverse legi și acte normative, să ia măsuri pentru prevenirea și combaterea influențelor dăunătoare ale haldelor și exploatarea la zi și subterane asupra mediului ambiant. Aceste legi și acte normative obligă industria minieră să apere, să conserve și să folosească în mod judicios terenurile agricole, iar după folosire să le redea circuitului economic.

Modul de redare în circuitul economic (agricol, forestier) a terenurilor afectate de exploatarea la zi și ocupate de halde, natura lucrărilor ce trebuie executate și culturile ce vor fi folosite se stabilesc pe baza unor studii elaborate în comun de organele interesate (agricole, forestiere, miniere etc.).

Redarea în circuitul economic a terenurilor degradate de exploatarea minieră comportă mai multe faze tehnologice și anume: nivelarea suprafeței haldelor, ameliorarea pămînturilor și recultivarea. Redarea în circuitul economic a zonelor degradate presupune, de asemenea, crearea unor spații de odihnă și agrement în perimetrele fostelor cariere.

Nivelarea terenului este una din operațiile cele mai importante în cadrul acțiunii de refertilizare. Nivelarea terenului se face longitudinal și uneori și transversal. Lucrările de nivelare capitală a haldelor se realizează în cadrul lucrărilor de amenajare a acestora și admit toleranțe de ± 10 cm față de planul de referință stabilit.

În funcție de tehnologia de haldare aplicată, care poate fi cu transbordor cu braț în consolă (abzețar), pod transbordor, auto etc. și în funcție de forma geometrică a haldei, lucrările de nivelare trebuie începute imediat ce halda prezintă o stabilitate suficientă pentru a se putea lucra în condiții de securitate. În cazul haldelor formate cu abzețarul sau

cu podul transbordor, nivelarea se face chiar în timpul formării acestora, cu ajutorul unor buldozere puternice.

Suprafața nivelată se acoperă cu un strat de pămînt cultivabil (sol vegetal), care în prealabil a fost extras și depozitat separat din perimetrul de exploatare la zi. În cazul în care nu există sol vegetal, atunci la recultivare, unde este necesar și economic, se transportă pămînt vegetal și se acoperă suprafața ce trebuie recultivată cu un strat de 0,8—1,5 m grosime.

Depunerea solului vegetal pe suprafața haldei se poate realiza în flux independent de cel al carierei, pentru aceasta folosindu-se: 1) un excavator cu roată cu cupe de mică capacitate, un abzețar de mică capacitate și o linie de transportoare cu covor de cauciuc; 2) screpere; 3) excavatoare cu acțiune discontinuă și transport auto (în cazul volumelor reduse) sau 4) extragere, transport și depunere hidraulică a solului vegetal.

Solul vegetal răspîndit uniform cu unul din utilajele din dotația tehnologică pe întreaga suprafață a haldei este apoi scarificat pînă la o adîncime de 0,4 m, cel puțin odată, după două direcții perpendiculare, pentru a se îndepărta bolovănișul sau alte corpuri străine.

De multe ori, după lucrările de nivelare apare necesitatea îmbunătățirii acidității solului vegetal și a materialului haldat prin ameliorare cu calciu, cenușă de cărbune sau fenol conținut în apele industriale. Ameliorarea terenurilor haldelor se poate face în funcție de dotația și de suprafața lor: manual, mecanizat și cu ajutorul lucrărilor de împușcare.

În etapa a treia se trece la *recultivarea terenurilor*. În această etapă se plantează suprafețele agricole și forestiere. Recultivarea agricolă se execută în două faze: în prima fază, după ameliorarea terenului cu cenușă sau calciu, se urmărește regenerarea fertilității solului, pentru a putea semăna mai tirziu culturi agricole. Experiența de pînă acum din țările care practică recultivarea arată că în această primă fază trebuie să se cultive plante nepretențioase față de condițiile de sol și care să aibă rezistență mare față de boli și buruieni și care să dea cantități mari de materie vegetală. Cele mai indicate sînt păstăioasele (lucernă, trifoi etc.).

În faza a doua se fac culturi agricole cu care, după regenerarea fertilității solului, se obțin recolte normale. În această etapă se realizează un program complex de refertilizare, recoltare, asanare, selecționare a semințelor și în primul rînd de dirijare competentă a fîetei și pășunatului pentru prevenirea degradării solului de către animale. Recultivarea forestieră poate începe chiar de la faza nivelării terenului și a grăpării lui cu sacrificatorul, nereclamînd o calitate pretențioasă a solului. Împădurirea, pe terenul grăpat, se face de regulă direct cu puieți de arbori de diferite esențe, în raporturi determinate de condițiile silvo-climatice locale și de natura haldelor. În general, puieții se plantează la distanța de 4 m unul față de altul. După circa 4 ani, în cazul în care se plantează ulmi sau salcîmi, pădurea este practic refăcută. Rezultate deosebit de bune s-au obținut cu plopii hibrizi, anini și salcîmi. Aceste pădurici au însă numai caracter de preplantație și vor trebui să fie înlocuite mai tirziu cu specii de copaci cu valoare economică superioară. În anumite situații recultivarea forestieră s-a făcut de la început cu esențe de foioase ca: gorun roșu, arin și ulm, dar și conifere ca larice europeană, pin negru, dulezie și molid.

În bazinul Rovinari, la redarea în circuit a terenurilor afectate de exploatarea la zi și a haldelor de steril, s-au reușit recultivări de tip agricol, cu moduri de folosință după cum urmează: plantații de vie cu soiuri de masă și de vin cu rezultate bune; livezi pomicole pe rod, cu stare de vegetație foarte bună, formate din nuc, măr, păr, coacăz, alun, vișin; loturi cu cereale păioase și prășitoare ce asigură producții care întrec media județului în care se află bazinul; plante tehnice și cartofi cu produse de calitate superioară și producții mari; culturi furajere constînd din amestec de specii de plante din familia graminee și leguminoase.

Taluzele baldelor se amenajează pentru a preveni sau reduce eroziunea produsă de apele meteorice, vânturi și pentru a consolida materialul depus. Pe taluze și la baza lor (pe terase) se execută șanțuri de drenare a apei și dirijarea acesteia către bazinele sau albiile de colectare.

Organizarea lucrărilor de redare în circuitul economic a terenurilor degradate de cariere depinde de foarte mulți factori și anume: clima regiunii, regimul hidrogeologic al zăcămintului, natura solurilor, interesele locale de ordin agricol sau silvic și se poate face în antrepriză, de unități specializate, sau în regie, de către unitățile miniere.

8. DESCHIDEREA CARIERELOR

Prin deschiderea carierelor se înțelege executarea lucrărilor miniere principale care asigură accesul de la suprafața terenului la zăcămint sau spre o parte a acestuia și care fac posibilă executarea tranșelor de pregătire pe diverse orizonturi ale exploatării la zi.

Modul de deschidere al unui zăcămint, care urmează a fi exploatat prin lucrări la zi, este influențat în principal de următorii factori:

— *relieful terenului înconjurător* determină amplasarea lucrărilor de deschidere, volumul acestora și felul transportului rocilor sterile și al substanței minerale utile;

— *condițiile hidrogeologice și geologice-ingenerești ale cîmpului de exploatare la zi* determină amplasarea tranșei de deschidere. În principiu, tranșea de deschidere trebuie amplasată în zona cea mai favorabilă, cu ecran protector mai stabil, presiuni hidrostatice reduse și roci cu caracteristici fizico-mecanice superioare. Lucrările de asecare făcute pentru tranșea de deschidere trebuie să influențeze cât mai mult cîmpul carierei. Astfel, în cazul carierelor situate la distanțe mari de sursele acvifere superficiale, tranșea trebuie să fie amplasată perpendicular pe curentul acvifer, așa încît lucrările ei de asecare să intercepteze curentul în amonte de cîmpul carierei. La carierele situate în apropierea riurilor, tranșea de deschidere se execută de obicei paralel cu albia lor, pentru a intercepta prin lucrările de drenaj aflusul de apă din acestea. Pentru a nu pompa un debit mare de apă pe tot timpul exploatării, în cele mai multe cazuri, în spatele tranșei de deschidere se sapă o tranșee îngustă pînă la roca impermeabilă din bază, care se umple cu material argilos sau beton, realizîndu-se în felul acesta un ecran vertical, impermeabil, care protejează cariera de infiltrație din riu;

— *proprietățile fizico-mecanice ale rocilor acoperitoare și înconjurătoare zăcămintului* — tărie, fisurare, stabilitate, coeziune, unghi de frecare interioară, greutate volumică etc. — determină parametrii constructivi ai treptelor și tehnologia de descoperire;

— *modul de prezentare și caracteristicile geometrice ale zăcămintului*: direcție, înclinare și grosime, vor determina dimensiunile cîmpului de exploatare la zi și configurația generală a exploatării;

— *caracteristicile calitative ale substanței minerale utile*, marcate prin: conținut procentual de util, răspîndirea componentelor utili, intercalații sterile etc. — influențează asupra sistemului de extragere — selectiv sau global;

— *rezervele de substanță minerală utilă*, de care va depinde volumul cheltuielilor de investiții, gradul de mecanizare a principalelor procedee de producție și durata de activitate a carierei;

— *adîncimea limită de exploatare* influențează asupra volumului lucrărilor de pregătire, asupra cheltuielilor de transport și a securității exploatării;

— *amplasarea construcțiilor de la suprafață*, legate direct de exploatare: uzina de preparare, stații de livrare, ateliere mecanice etc. determină punctul de amplasare a lucrării miniere principale de deschidere și lungimea căilor de transport.

Metodele de deschidere aplicate în exploatarea la zi a zăcămintelor de substanțe minerale utile se pot clasifica în următoarele patru grupe principale:

- I) metode de deschidere cu lucrări miniere la zi;
- II) metode de deschidere cu lucrări miniere subterane;
- III) metode de deschidere fără lucrări miniere la zi și fără lucrări miniere subterane;
- IV) metode de deschidere combinate.

Principala lucrare de deschidere la aplicarea metodelor de deschidere cu lucrări miniere la zi este *tranșea capitală sau principală*.

Tranșea este o lucrare minieră deschisă cu secțiunea transversală trapezoidală. Cînd este executată într-un povîrniș natural al terenului (versantul unui deal) are profilul transversal deschis și poartă numele de *semitranșee* (fig. XX.92).

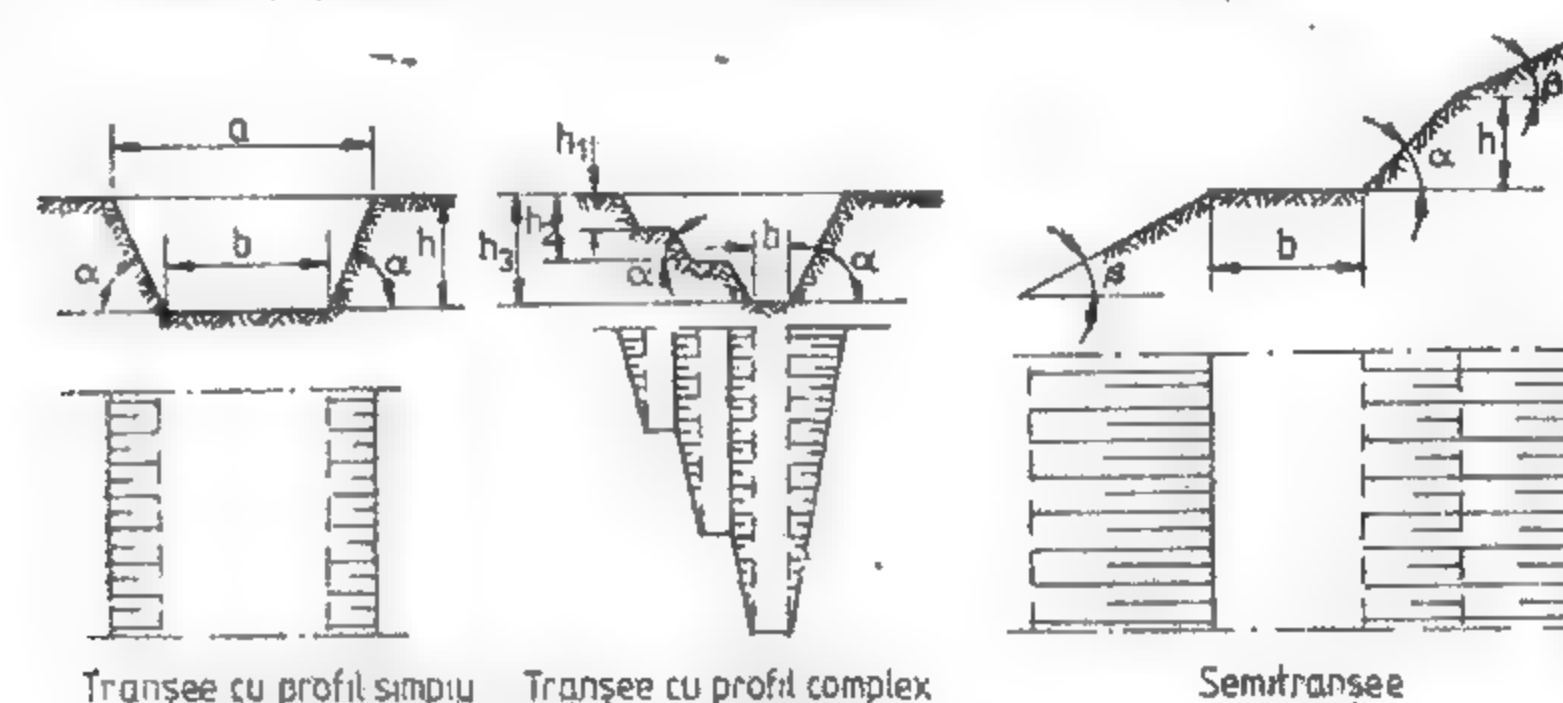


Fig. XX.92. Lucrări miniere la zi:

a — lățimea tranșei la partea superioară; b — lățimea volrei; α — unghiul de taluz; β — înclinarea terenului; h — adîncimea lucrării.

Dintre lucrările miniere subterane întrebuintate mai frecvent pentru deschiderea zăcămintelor exploatabile la zi se menționează: planele înclinate, puțurile verticale, puțurile înclinate, galeriile de coastă etc.

Atît lucrările la zi cît și cele subterane se dimensionează astfel încît să asigure transportul cantităților maxime de steril și de substanță minerală utilă preconizate a se extrage din carieră în unitatea de timp.

8.1. DESCHIDEREA ZĂCĂMINTELOR DEZVOLTATE SUB NIVELUL TERENULUI ÎNCONJURĂTOR

8.1.1. DESCHIDEREA CU LUCRĂRI MINIERE LA ZI

La aplicarea metodelor de deschidere din grupa I lucrarea de deschidere principală este *tranșea principală sau capitală*, a cărei poziție față de cîmpul minier și a cărei înclinare caracterizează, în general, metoda de deschidere. Tranșea principală determină poziția tranșelor de pregătire, frontul lucrărilor și direcția de înaintare a fronturilor de lucru și de extragere.

Amplasarea și aranjamentul reciproc al tranșelor principale dintr-o carieră are ca scop crearea de căi de comunicație sigure, simple, productive și economice în exploatare. Alegerea celui mai bun amplasament pentru tranșele principale trebuie să se facă ținând seama de: modul de prezentare al zăcămintului; schema de principiu adoptată pentru dezvoltarea exploatării la zi; lungimea de transport, care trebuie să fie cât mai mică posibilă; rampa maximă admisibilă; raza minimă a curbilor, de care trebuie să se țină seama în special în cazul transportului feroviar; legătura cu rețeaua de transport exterioară, care trebuie făcută în condițiile cele mai bune; racordările cu orizonturile de lucru care trebuie să asigure efectuarea în cele mai bune condiții a legăturilor de transport cu tranșele de pregătire; rezistența caracteristică a traseului care trebuie să permită o bună desfășurare a traficului pentru tonajul cerut.

Clasificarea tranșelor. Tranșele principale pot fi clasificate după mai multe criterii; așa cum se arată în tabelul XX.34.

Tranșele exterioare sînt săpate în exteriorul conturului definitiv al carierei și pot fi destinate uneia sau mai multor trepte, adică sînt *individuale* sau *grupate*. Dacă pe aceeași tranșă se desfășoară atât transportul rocii sterile cit și al substanței minerale utile, tranșea se numește *comună*. Tranșele principale destinate pentru deschiderea tuturor treptelor exploatării la zi se numesc *generale*.

Tranșele în a căror profil se amplasează una sau mai multe linii de transport pentru plin și gol se numesc *simple*.

Adesea tranșele destinate pentru transportul încărcăturilor din exploatarea la zi sînt independente de tranșele destinate trecerii materialului rulant gol în exploatarea la zi; aceste tranșe se numesc *conjugate*. În acest caz, fiecare orizont deschis are două căi care îl leagă cu suprafața: una pentru trecerea utilajului de transport gol, iar cealaltă pentru transportul încărcăturilor. Circulația continuă, în sens unic în acest caz, mărește capacitatea de transport a tranșelor principale și asigură o mai bună deservire a fronturilor de lucru cu mijloace de transport în comparație cu tranșele simple.

Tranșele interioare se sapă în interiorul conturului definitiv al carierei, putînd fi și ele *individuale*, *grupate* sau *comune*, *simple* sau *conjugate*.

Tranșea interioară are la săpare profilul transversal complet (trapezoidal), pe care și-l păstrează pînă la începerea exploatării treptei deschise prin ea. În procesul exploatării treptei, peretele tranșei îndreptat spre interiorul exploatării la zi se lărgeste; datorită acestui fapt tranșea interioară capătă un profil transversal incomplet și devine *semi-tranșă*.

Alte tranșele exterioare, dar mai ales cele interioare pot avea caracterul *temporar-provizoriu* sau *permanent*, după durata lor de funcționare.

Tranșele temporare-provizorii sau mobile — sînt amplasate pe marginea de lucru a carierei, motiv pentru care nu sînt fixe, căile lor de transport mutîndu-se din timp în timp, în funcție de avansarea treptelor de extragere.

Tranșele principale temporare-mobile se aplică de obicei în cazul exploatării zăcămintelor neregulate, cu înclinare mare și foarte mare, insuficient explorate.

Traseul mobil se admite în cazuri de necesități reale și îndeosebi la folosirea transportului auto, pentru care cerințele față de starea drumului nu sînt prea rigide. La alegerea traseului mobil trebuie folosite în întregime toate avantajele lui și în același timp evitate dezavantajele esențiale. În acest scop trebuie căutat ca numărul reconstruirilor să fie minim, forma traseului să fie cea mai simplă, lungimea lui cât mai scurtă și construcția drumului simplă din punct de vedere tehnic.

Tranșelor principale de deschidere li se dă o înclinare longitudinală și dimensiuni transversale corespunzătoare tipului de transport ce va fi utilizat în carieră.

Tabelul XX.34

Clasificarea tranșelor principale

Criteriul de clasificare	Situația impusă de criteriu	Denumirea tranșelor
Poziția tranșelor în raport cu conturul definitiv al carierei	În afara conturului carierei. În interiorul conturului carierei.	Exterioare Interioare
Numărul treptelor deservite	Una Mai multe	Individuale Grupate
	Mai multe Toate	Comune Generale
Destinația principală	Pentru trecerea mijloacelor de transport încărcate și a celor goale. Pentru trecerea mijloacelor de transport încărcate sau a celor goale.	Simple Conjugate
Durata de funcționare	Pentru toată durata de activitate a carierei. Pentru o durată scurtă de timp.	Permanente Mobile (temporare-provizorii)
Înclinarea	Pentru transportul feroviar și auto. Pentru transportul cu bandă și cu vase de transport cu cablu de tracțiune.	Cu înclinare (pantă) mică Cu înclinare (pantă) mare
După forma în plan a traseului	Nu-și schimbă direcția. Se compune din două sau mai multe porțiuni cu direcții diferite.	Simple Complexe

Tranșeele principale destinate transportului feroviar sau transportului auto au o înclinare relativ mică și se numesc *tranșee cu mică înclinare*.

Tranșeele destinate pentru transportul cu bandă sau extracției cu vase de transport și cablu de tracțiune au o înclinare relativ mare și se numesc *tranșee cu mare înclinare*.

La exploatarea zăcămintelor situate sub relieful terenului înconjurător, încărcăturile se ridică din fronturile de lucru la suprafață; profilul longitudinal al tranșeeilor principale se caracterizează, în acest caz, prin existența unei rampe (pante) în direcția de transport a încărcăturilor.

La exploatarea zăcămintelor situate deasupra nivelului suprafeței terenului înconjurător, încărcăturile sunt coborâte din fronturile de lucru la nivelul suprafeței terenului înconjurător, iar materialul rulant gol trebuie ridicat în exploatarea la zi. În aceste condiții profilul longitudinal al tranșeeilor este caracterizat prin existența unei pante în direcția mersului materialului rulant gol.

Înclinarea maximă a tranșeeilor, în funcție de tipul de transport utilizat, poate fi urmărită în tabelul XX.35.

Tabelul XX.35

Valorile maxime ale pantelor tranșeeilor principale în direcția transportului cu încărcătură

Tipul transportului în carieră	Limitele uzuale ale pantelor, i_p [‰]
Feroviar — tracțiune cu abur	20 — 30
Feroviar — tracțiune electrică	30 — 40
Auto	60 — 150
Transportor cu bandă	250 — 330
Extracție cu schipuri	500 — 1000
Extracție fără colivii, cu vagon tractor	125 — 250

După forma în plan a tranșeeilor principale (proiecția axei longitudinale pe un plan orizontal), acestea se împart în *simple* și *complexe*.

Traseul simplu nu-și schimbă direcția pe toată lungimea.

Traseul complex se compune din două sau mai multe porțiuni cu direcții diferite. Diferite părți ale traseului complex se unesc prin bucle sau linii moarte.

Dimensiunile transversale ale tranșeeilor principale se determină în funcție de lățimea bazei inferioare, unghiul taluzului pereților și adâncimea finală a tranșeeii. Bazei inferioare sau vetrei tranșeeii i se atribuie lățimea necesară trecerii materialului rulant sau amplasării instalațiilor staționare de transport (tabelul XX.36). În funcție de natura rocilor în care este săpată tranșeeea, pereții laterali vor avea o înclinare mai mică sau cel mult egală cu valoarea unghiului de stabilitate a rocilor respective. Adâncimea finală a tranșeeii principale poate fi egală cu înălțimea uneia sau a mai multor trepte din carieră.

Din cele prezentate rezultă că lungimea finală a tranșeeii principale și deci a drumului de transport va depinde de tipul transportului adoptat în carieră și de adâncimea ultimului orizont deschis de tranșeeea respectivă (tabelul XX.37).

Din tabel se constată că, în funcție de sistemul de transport, lungimea tranșeeilor principale și deci volumul acestora la transportul feroviar este mult mai mare decât la

Tabelul XX.36

Lățimea minimă (orientativă) a vetrei tranșeeilor principale

Felul transportului în carieră	Elemente determinante	Lățimea vetrei [m]		
		Cale simplă	Cale dublă	Cale triplă
Feroviar	Ecartamentul *	7,6—8,0	11,7—12,1	15,8
Auto	Gabaritul autovehiculelor	4,5—8,0	7—14	—
Transportor cu bandă	Lățimea benzii	2,5—3,0	4,5—5,0	6,5—7,0
Instalație de extracție	Gabaritul vasului de transport	Corespunzător acestui gabarit		

* Valorile corespund ecartamentului din România (1435 mm).

transportul auto, iar acesta din urmă mai mare decât la folosirea transportoarelor cu bandă.

Comparând volumele sistemelor de tranșee principale necesare, în condiții egale de adâncime ale exploatării la zi, dar la diferite poziții și amplasări ale tranșeeilor — exterioare și interioare — se constată că volumul sistemului de tranșee exterioare depășește cu mult volumul corespunzător al sistemului de tranșee interioare. Din acest punct de vedere, tranșeele exterioare sunt folosite pentru deschiderea zăcămintelor situate pe pârânișuri, a cîmpurilor de exploatare la zi de mică adâncime sau pentru deschiderea orizonturilor superioare ale zăcămintelor de înclinare mare și medie, iar tranșeele interioare sunt folosite pentru deschiderea zăcămintelor adânci.

Trasarea tranșeeilor. O deosebită importanță în exploatarea la zi o prezintă trasarea tranșeeilor principale, adică stabilirea direcției axei longitudinale a tranșeeii precum și a poziției acesteia în plan și profil.

Planul traseului tranșeeii principale reprezintă proiecția axei longitudinale pe un plan orizontal și constă din porțiuni drepte și curbe. Proiecția longitudinală a axei tranșeeii principale pe un plan vertical reprezintă profilul longitudinal. Punctele prin care trebuie să treacă traseul tranșeeii într-o carieră sunt determinate de o serie de factori topografici, tehnici, minieri și geologici.

În raport cu poziția față de conturul final al carierei se întind trasee *exterioare*, *interioare* și *combinate*.

Traseul exterior trece de la un punct al suprafeței terenului înconjurător până la marginea carierei, rămânând în afara limitelor acesteia, traseul interior este dispus în interiorul exploatării la zi direct pe marginile ei, sau pe un versant, iar traseul combinat constă din sectoare (porțiuni) exterioare și interioare.

După forma în plan a tranșeeilor tranșeeilor principale, acestea se împart în *simple* și *complexe*. Se consideră traseu simplu acela care nu-și schimbă direcția pe toată lungimea și traseu complex care se compune din două sau mai multe porțiuni cu direcții diferite.

Racordarea cu pantă (fig. 94, b) asigură pornirea ușoară a trenului, a cărui normă de greutate este stabilită de condiția circulației uniforme pe panta caracteristică (rampa principală).

Specificul calculelor și al tehnicii de trasare a tranșelor din exploatarea la zi este următorul (fig. XX.95):

1. Se determină lungimea teoretică L (m), a segmentului traseului între două trepte alăturate de înălțime h (m), pentru o valoare stabilită a pantei rampei caracteristice (pantei principale) i_p (‰), valoare corespunzătoare pentru căile de transport montate pe vatra tranșeei (v. tabelul XX.35) cu relația:

$$L = \frac{1000 h}{i_p} \quad [\text{m}] \quad (8.1)$$

2. Se stabilește lungimea porțiunii de racordare l_r (m) ca fiind egală cu suma lungimii macazului, a lungimii terenului și a unei lungimi de rezervă de aproximativ 15 m.

3. Se determină mărimea pantei i_r (‰) a porțiunii de racordare, luându-se de obicei:

$$i_r = (0,50 - 0,60) i_p \quad [\text{‰}] \quad (8.2)$$

4. Se calculează înălțimea rampei h_r (m) corespunzătoare porțiunii de racordare, cu relația:

$$h_r = \frac{l_r \cdot i_r}{1000} \quad [\text{m}] \quad (8.3)$$

5. Se stabilește, în funcție de raza de curbă R (m), lungimea curbei l_c (m).

6. Se calculează panta rampei la curbă i_c (‰) cu relația:

$$i_c = i_p - w_c \quad [\text{‰}] \quad (8.4)$$

în care: w_c este rezistența suplimentară care apare la mișcarea în curbe, daN/t sau ‰;

— pentru cale ferată cu ecartament mai mare de 1000 mm, $w_c = \frac{700}{R}$;

— pentru cale ferată cu ecartamentul mai mic sau egal cu 1000 mm și pentru

transport auto, $w_c = \frac{400}{R}$.

Raza minimă de curbă, R , poate fi:

— pentru locomotive cu aburi $R = 100 - 200$ m;

— pentru locomotive electrice $R = 100$ m;

— pentru autovehicule $R = 20 - 30$ m.

7. Se calculează înălțimea rampei h_c (m), corespunzătoare curbei, cu formula:

$$h_c = \frac{l_c \cdot i_c}{1000} \quad [\text{m}] \quad (8.5)$$

8. Se determină înălțimea h_p (m), corespunzătoare rampei caracteristice (pantei principale), cu formula:

$$h_p = h - (h_r + h_c) \quad [\text{m}] \quad (8.6)$$

9. Lungimea traseului cu rampa caracteristică l_p (m), referitor la o singură treaptă, va fi:

$$l_p = \frac{1000 h_p}{i_p} \quad [\text{m}] \quad (8.7)$$

10. Lungimea reală L_r (m) a segmentului traseului între două trepte alăturate este:

$$L_r = l_r + l_p + l_c \quad [\text{m}] \quad (8.8)$$

Pentru calcule aproximative, lungimea reală a traseului se poate determina cu ajutorul coeficientului de alungire K , folosindu-se relația:

$$L_r = K \cdot L \quad [\text{m}] \quad (8.9)$$

Valorile coeficientului de alungire K sînt date, în funcție de tipul transportului, în tabelele XX.38 și XX.39.

Tabelul XX.38

Valorile aproximative ale coeficientului de alungire a traseului K , la transportul pe cale ferată

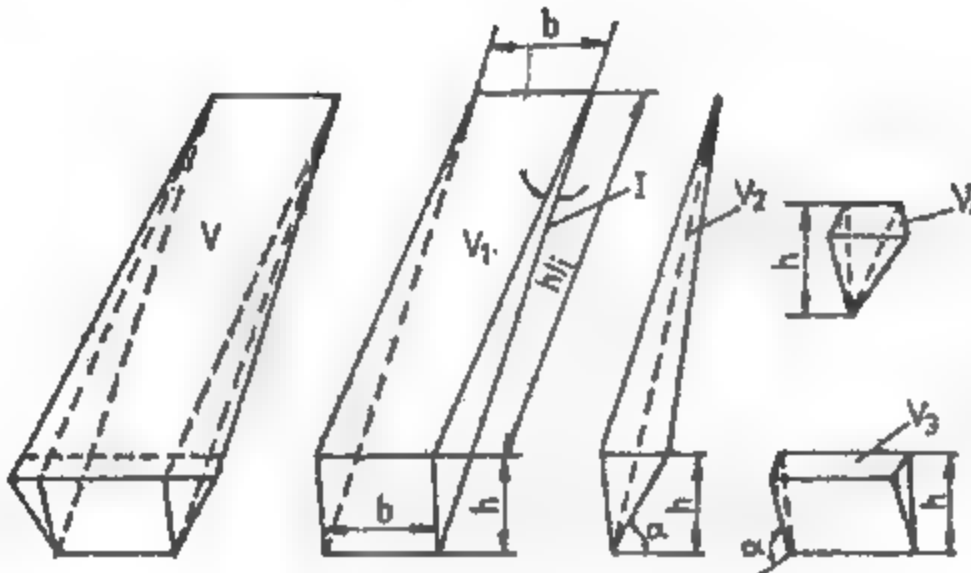
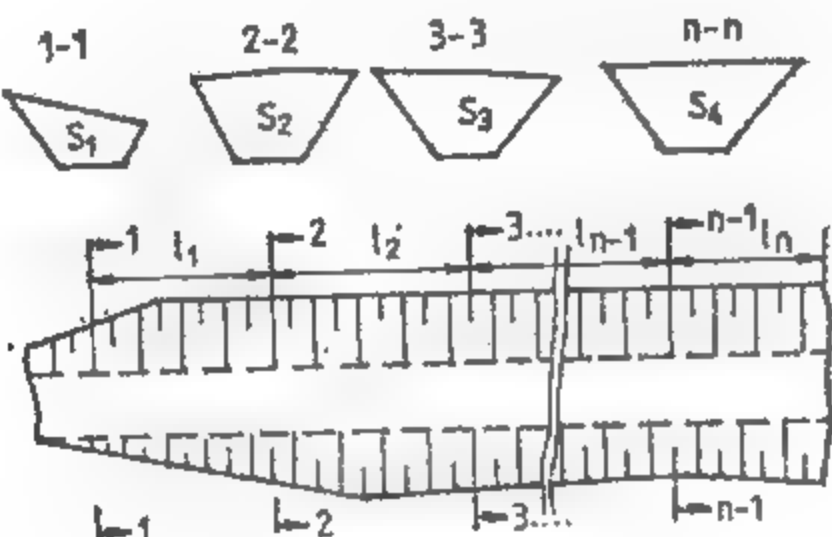
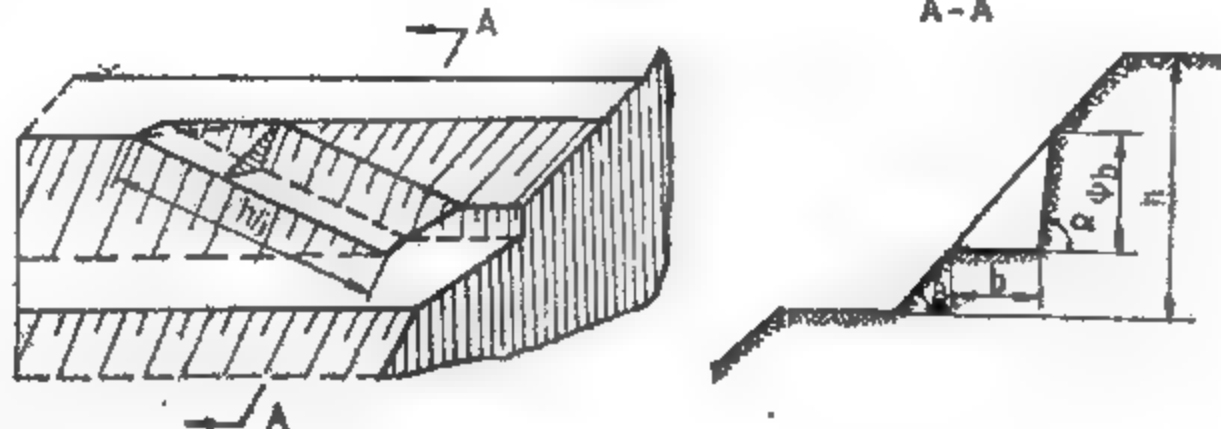
Felul tranșelor	Coeficientul K
Exterioare	1,10—1,20
Interioare cu racordarea la orizonturile de lucru:	
— cu pantă principală	1,15—1,30
— cu pantă lină	1,25—1,30
— cu platforme	1,40—1,60

Tabelul XX.39

Valorile aproximative ale coeficientului de alungire a traseului K , la transportul auto

Drumul auto	Coeficientul K , la panta drumului (‰)			
	40	60	80	100
Cu acces simplu	1,05	1,10	1,15	1,20
Cu acces în buclă cu curbă circulară interioară	1,10	1,15	1,25	1,40
Cu acces în buclă cu curbă circulară exterioară (serpentină)	1,30	1,50	1,80	2,30

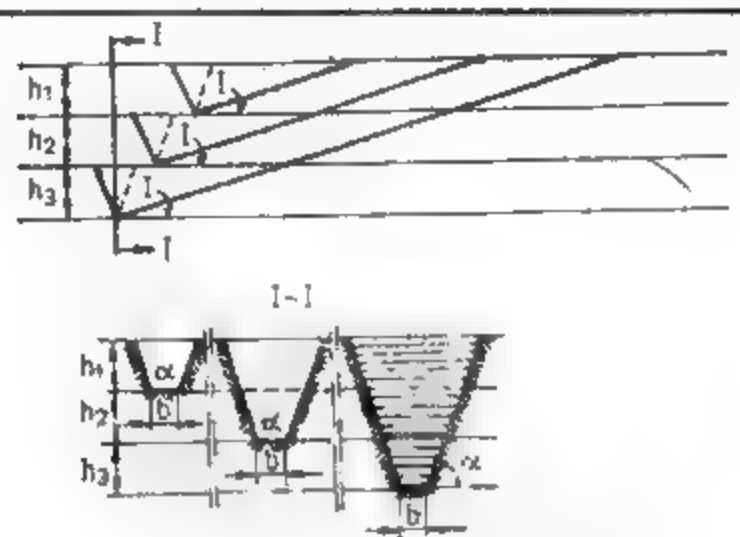
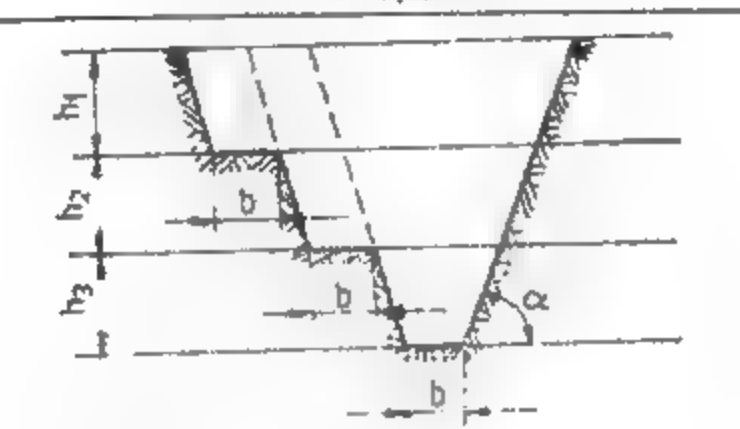
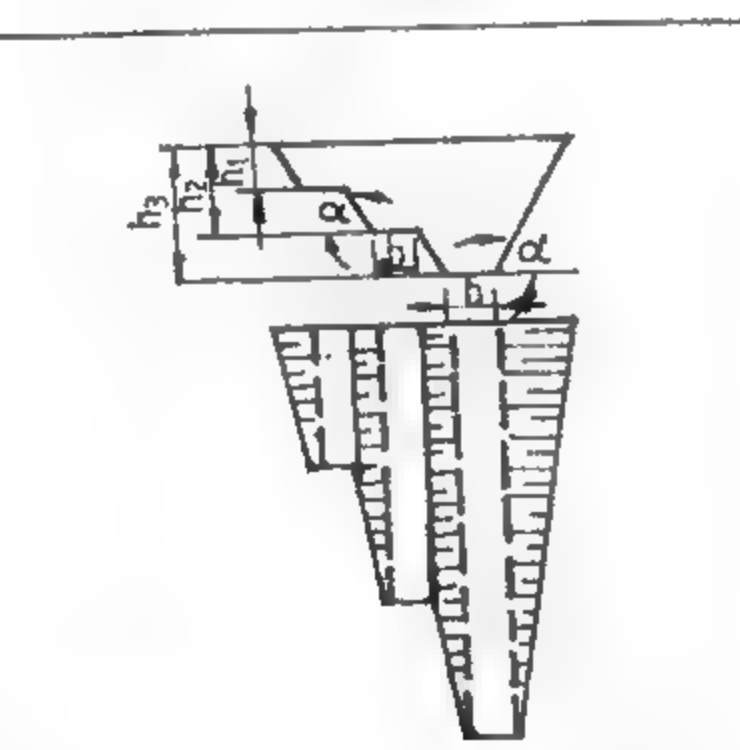
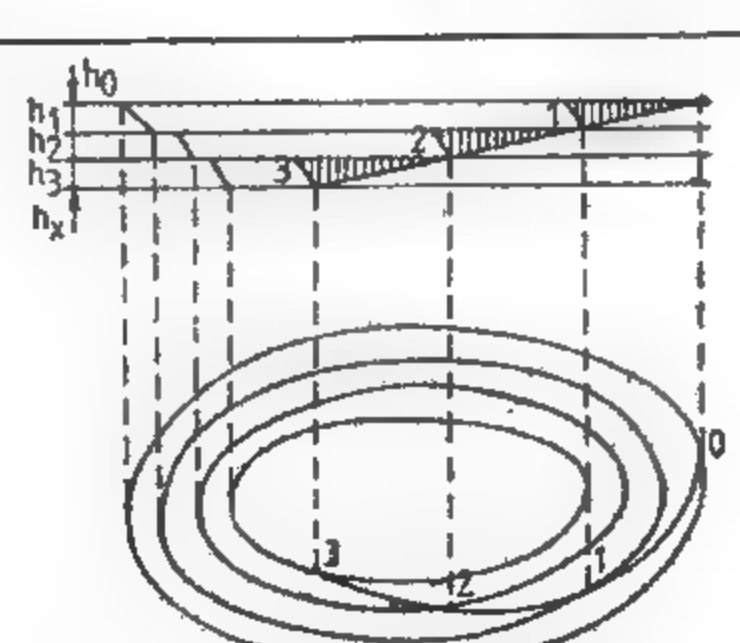
Volumul tranșelor (semitranșelor)

Tipul tranșeei (semitranșeei)	Schema de calcul
1	2
Tranșee exterioară individuală	<p>Teren orizontal</p> 
	<p>Relief complicat</p> 
Semitranșee interioară individuală (pantă mare)	

Tabelul XX.40

din exploatările la zi

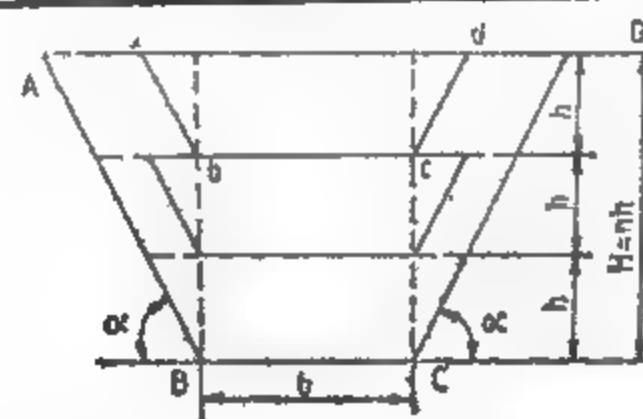
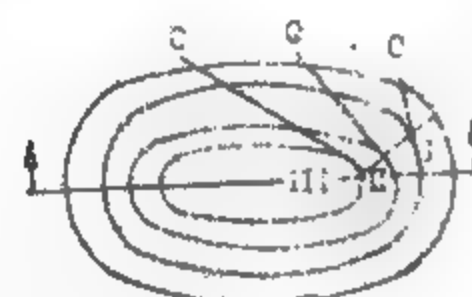
Expresia volumului [m³]	Semnificația notațiilor
3	4
$V_1^{et} = \frac{h^2}{i_p} \left(\frac{b}{2} + \frac{h}{3 \operatorname{tg} \alpha} \right) + \frac{h^2}{\operatorname{tg} \alpha} \left(\frac{b}{2} + \frac{2h}{3 \operatorname{tg} \alpha} \right) \text{ [m}^3\text{]} \quad (8.17)$ <p>Pentru tranșee cu pante mari relația devine :</p> $V_1^{et} = \frac{h^2}{i_p} \left(\frac{b}{2} + \frac{h}{3 \operatorname{tg} \alpha} \right) \text{ [m}^3\text{]} \quad (8.18)$	<p>h — înălțimea treptei, m; b — lățimea vetrei tranșeei, m; α — unghiul de taluz al pereților tranșeei (grade); i_p — panta principală a tranșeei, ‰.</p>
$V_2^{et} = \sum_{i=1}^{i=n} \frac{S_i + S_{i+1}}{2} \cdot l_i \text{ [m}^3\text{]} \quad (8.19)$	<p>$S_1 \dots S_i$ — suprafețele secțiunilor transversale verticale executate prin tranșee, determinate prin planimetrare, m²; $l_1 \dots l_i$ — distanțele între secțiuni verticale transversale alăturate, m.</p>
$V^{it} = \frac{\psi b^2}{2 i_p} \left(h - \frac{\psi b}{3} \right) \text{ [m}^3\text{]} \quad (8.20)$	$\psi = \frac{\operatorname{tg} \alpha \cdot \operatorname{tg} \beta}{\operatorname{tg} \alpha - \operatorname{tg} \beta}$ <p>β — unghiul de taluz al versantului sau treptei, grade. Celelalte notații sînt identice cu cele din relația (8.18).</p>

1	2
Sisteme de tranșee (semitranșee)	a) exterioare individuale 
	b) exterioare comune 
	c) exterioare grupate 
	d) interioare comune 

Tabelul XX.40 (continuare)

3	4
$V_i^{ef} = K \frac{H^2}{i_p} \left(\frac{b}{2} \sum_1^n m_i^2 + \frac{H}{3 \operatorname{tg} \alpha} \sum_1^n m_i^3 \right) \pm A \quad (8.21)$	<p>K — coeficientul de alungire a traseului (v. tabelele XX.38 și XX.39)</p> <p>$H = \sum_1^n h_i$ — înălțimea totală a sistemului de tranșee</p> <p>$\sum_1^n h_i$</p> <p>$m_i = \frac{\sum_1^n h_i}{H}$</p>
$V_i^{eo} = K \frac{H^2}{i_p} \left(\frac{b}{2} \sum_1^n m_i^2 + \frac{H}{3 \operatorname{tg} \alpha} \right) \pm A \quad (8.22)$	<p>A — corecția referitoare la influența reliefului terenului; se determină prin metoda secțiunilor verticale transversale paralele;</p> <p>n — numărul orizonturilor deschise de sistemul de tranșee;</p> <p>i_p — panta caracteristică a tranșeei, în miimi.</p>
$V_i^{gr} = K \frac{H^2}{i_p} \left[\frac{b}{2} \sum_1^n m_i^2 + \frac{H}{3 \operatorname{tg} \alpha} (1 + m_x^3) \right] \pm A \quad (8.23)$	<p>$\sum_1^n h_i$</p> <p>$m_x = \frac{\sum_1^n h_i}{H}$</p> <p>$h_x$ — înălțimea ultimei trepte deschisă prin grupul suplimentar de tranșee. Celelalte notații sînt specificate la relațiile 8.21 și 8.22.</p>
$V_i^{te} = K \frac{H^2}{i_p} \left(\frac{b}{2} \sum_1^n r_i^2 + \frac{H}{3 \operatorname{tg} \alpha} \sum_1^n r_i^2 \right) \pm A \quad (8.24)$	<p>$r_i = \frac{h_i}{H}$</p> <p>Celelalte notații sînt cunoscute</p>

1	2
Sisteme de tranșee (semitranșee)	e) interioare grupate
	f) interioare individuale
Tranșee de pregătire	Teren orizontal. Tranșee orizontală



În practică, de multe ori, se întâlnesc condiții mai complicate de trasare decât cele prezentate mai sus, influențate de forma și extinderea zăcămintului, variația unghiului de înclinare a acestuia precum și de dimensiunile diferite ale treptelor din carieră.

La folosirea instalațiilor de extracție cu cale ferată sau cu transportoare cu bandă, apare necesitatea stabilirii unor trasee strict rectilinii.

Volumul tranșeei. În general, calculul volumelor tranșeei se efectuează analitic, prin împărțirea acestora în corpuri geometrice a căror volume se stabilesc ușor.

În cazul unui relief al terenului mai complicat se aplică metode aproximative de calcul cum ar fi, de exemplu, metoda secțiunilor verticale transversale paralele.

În tabelul XX.40 sunt prezentate expresiile volumelor pentru diferite tipuri de tranșee mai frecvent întâlnite în exploatarea la zi.

Tabelul XX.40 (continuare)

3	4
$V_i^{te} = V_i^{te} + K \frac{\psi b^2}{2i_p} \left[H \sum_1^{n_1} r_i - n_1 \frac{\psi b}{3} \right] \pm A \quad (8.25)$	n_1 — numărul orizonturilor care se deschid prin grupul suplimentar de semitrânșee interioare. Celelalte notații sunt cunoscute.
$V_i^{te} = V_i^{te} + K \frac{\psi b^2}{2i_p} \left\{ [(n-1)r_1 + (n-2)r_2 + \dots + 1 \cdot r_n - 1] \cdot H - \frac{n(n-1)}{2} \cdot \frac{\psi b}{3} \right\} \pm A \quad (8.26)$	S-au păstrat notațiile anterioare.
$V = (b + h \operatorname{ctg} \alpha) h \quad [\text{m}^3] \quad (8.27)$	$V_1 = V_{ABCD}$
$V_1 = (b + n h \operatorname{ctg} \alpha) n \cdot h \quad [\text{m}^3] \quad (8.28)$	$V_2 = \sum_{i=1}^{i=n} V_{abcd}$
$V_2 = (b + h \operatorname{ctg} \alpha) n \cdot h \quad [\text{m}^3] \quad (8.29)$	

Prezentarea metodelor de deschidere cu lucrări miniere la zi.—*Deschiderea cu tranșee exterioare.* Se folosește îndeosebi în cazul zăcămintelor stratiforme cu înclinare mică sau orizontale, de grosime mică sau medie, care se află la adâncime mică, cu roci slabe în descoperță și când utilajul de transport preconizat a se aplica în carieră nu permite pante mari.

Tranșeele exterioare pot fi amplasate pe direcție sau transversal pe direcție. Amplasarea transversal pe direcție este preferată deoarece, în acest caz, este nevoie numai de o singură curbă mobilă pe fiecare treaptă, în timp ce la amplasarea pe direcție este nevoie de două curbe, una fixă și alta mobilă.

Tranșeea de deschidere se amplasează pe partea marginii fixe a exploatarea la zi — care trece prin aflorimentul zăcămintului sau prin limitele sale naturale.

— *Deschiderea cu semitrânșee interioare.* Metodele de deschidere cu amenajarea semitrânșeei pe trasee interioare se pot aplica în cazul zăcămintelor de orice formă,

dimensiuni și înclinare, cu descoperită de grosime medie sau mare, atunci când relieful terenului înconjurător și tipul de transport proiectat a se aplica în carieră permit acest lucru. Aceste metode de deschidere se aplică cel mai mult în cazul carierelor cu adâncime mare și prezintă avantajul că reduc substanțial volumul lucrărilor de săpare.

Amplasarea interioară a tranșelor este posibilă numai dacă pereții exploatării la zi sînt constituiți din roci rezistente și prezintă stabilitate în timp.

8.1.2. DESCHIDEREA CU LUCRĂRI MINIERE SUBTERANE

Deschiderea prin lucrări subterane se folosește în cazuri speciale de exploatare la zi a zăcămintelor de substanțe minerale utile, și anume a celor situate la înălțime destul de mare pe pînă și a celor adînci, când deschiderea cu tranșee trebuie, sau este practic mai economic, să fie înlocuită prin lucrări subterane. Comparativ cu tranșeele care cer, pentru aceste cazuri, realizarea unor construcții de artă, în special poduri și conducte de scurgere, lucrările subterane vor duce la un cost mai redus atât al executării cît și al transportului sterilului și utilului din viitoarea carieră.

De obicei, la folosirea deschiderii prin lucrări miniere subterane apare necesitatea săpării și a unor tranșee speciale pe care să se asigure introducerea în carieră a utilajului cu autoproulsie, transportul cu autovehicule a utilajului fără autoproulsie, transportul pieselor de mare gabarit pentru utilaje etc. Tranșeele speciale au, de obicei, pante destul de mari, ceea ce se admite din cauza folosirii lor reduse. Aceste tranșee sînt folosite, de asemenea, pentru transportul utilajului la atelierele de reparații și aducerea lui înapoi în carieră.

8.1.3. DESCHIDEREA FĂRĂ TRANȘEE ȘI FĂRĂ LUCRĂRI MINIERE SUBTERANE

Deschiderea fără tranșee și fără lucrări miniere subterane se folosește în cazul exploatării la zi a zăcămintelor de extindere mică și adâncime mare, constituite din substanțe minerale tari și foarte tari, respectiv cu pereți abrupti cum sînt carierele de marmură sau alte materiale de construcții ce se extrag în blocuri, când pentru transportul materialelor extrase din treptele de lucru pînă la suprafață se folosesc macarale puternice sau instalații cu cabluri aeriene.

De asemenea, deschiderea fără lucrări miniere se aplică și în cazul cînd descoperita și zăcămintul de substanță minerală utilă sînt de slabă consistență și nu poate fi asigurată stabilitatea lucrărilor necesare organizării și transportului cu agregate de mare capacitate și productivitate.

Deschiderea fără utilizarea lucrărilor miniere prezintă următoarele avantaje esențiale: lipsa cheltuielilor pentru săparea lucrărilor miniere de deschidere a zăcămintului; posibilitatea pregătirii în scurt timp a exploatării zăcămintului; lipsa transportului dificil din interiorul exploatării etc.

Folosirea deschiderii totale fără lucrări miniere, adică pentru întregul cîmp de exploatare la zi, își pierde în prezent din ce în ce mai mult domeniul de aplicare, din cauza productivității reduse a instalațiilor folosite la încărcare, ridicare și transport, care nu mai corespund condițiilor moderne de lucru. În afară de aceasta, instalațiile moderne de transport la suprafață dispun de mijloace mai puternice, mai perfecționate și mai economice, care satisfac condițiile de folosire rațională a acestora în exploatarea la zi.

8.1.4. METODE COMBINATE DE DESCHIDERE

Prin combinarea a două sau mai multe elemente ale metodelor de bază expuse mai sus rezultă noi metode corespunzătoare condițiilor variate de prezentare a zăcămintelor în scoarța terestră. Metodele combinate de deschidere sînt foarte răspîndite deoarece asigură folosirea cît mai eficace a condițiilor locale, iar numărul diferitelor combinații a metodelor principale de deschidere analizate poate fi foarte mare.

8.2. DESCHIDEREA ZĂCĂMINTELOR DEZVOLTATE DEASUPRA TERENULUI ÎNCONJURĂTOR

În cazul zăcămintelor dezvoltate deasupra reliefului terenului înconjurător, deschiderea trebuie efectuată de la început pentru toată perioada de activitate a carierei, întrucît exploatarea zăcămintului se face de sus în jos.

Deschiderea zăcămintelor dezvoltate deasupra nivelului terenului înconjurător se poate face prin lucrări miniere la zi, prin lucrări miniere subterane sau combinat prin lucrări la zi și subterane.

8.2.1. DESCHIDEREA PRIN LUCRĂRI MINIERE LA ZI

De obicei, deschiderea zăcămintelor dezvoltate deasupra reliefului terenului înconjurător se face prin semitranșee în pantă, cu profil simplu sau complex, cu traseul în unghi ascuțit, cu bucle de întoarcere, în spirală sau combinat, în funcție de condițiile de exploatare, de amplasarea orizonturilor de lucru ale zăcămintului, de forma reliefului și tipul transportului utilizat.

Semitranșeele permanente sînt executate în afara conturului zăcămintului și, așa după cum s-a arătat, au traseul complex, în unghi ascuțit, cu bucle de întoarcere și, mai rar, în spirală.

8.2.2. DESCHIDEREA PRIN LUCRĂRI MINIERE SUBTERANE

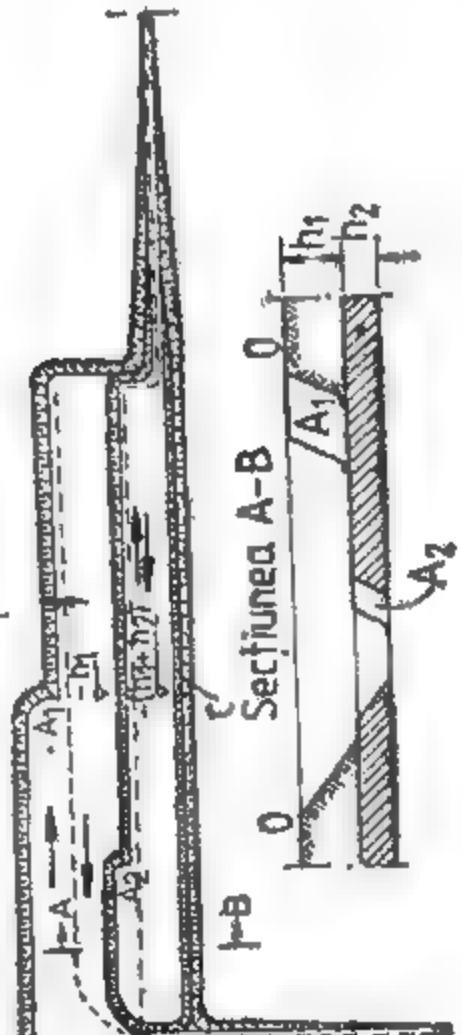
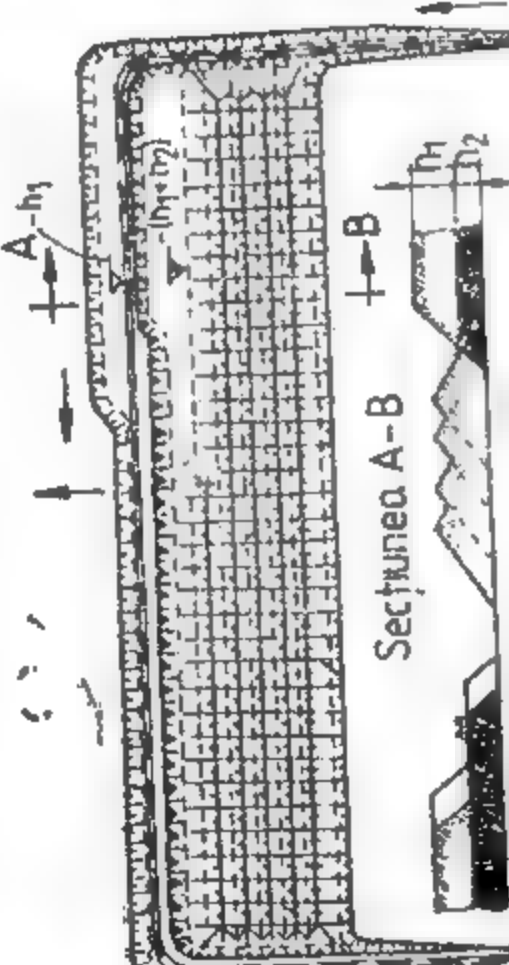
Lucrările miniere subterane mai des întrebuintate pentru deschiderea zăcămintelor dezvoltate deasupra reliefului terenului înconjurător sînt galeriile de coastă și auitorile și mai puțin puțurile verticale și cele înclinate.

8.2.3. DESCHIDEREA COMBINATĂ PRIN LUCRĂRI MINIERE LA ZI ȘI SUBTERANE

Deschiderea combinată se aplică la zăcămintele puternic dezvoltate, în plan și pe verticală, și în cazul terenurilor accidentate. Pentru deschiderea zăcămintului se folosesc semitranșee și diferite lucrări miniere subterane.

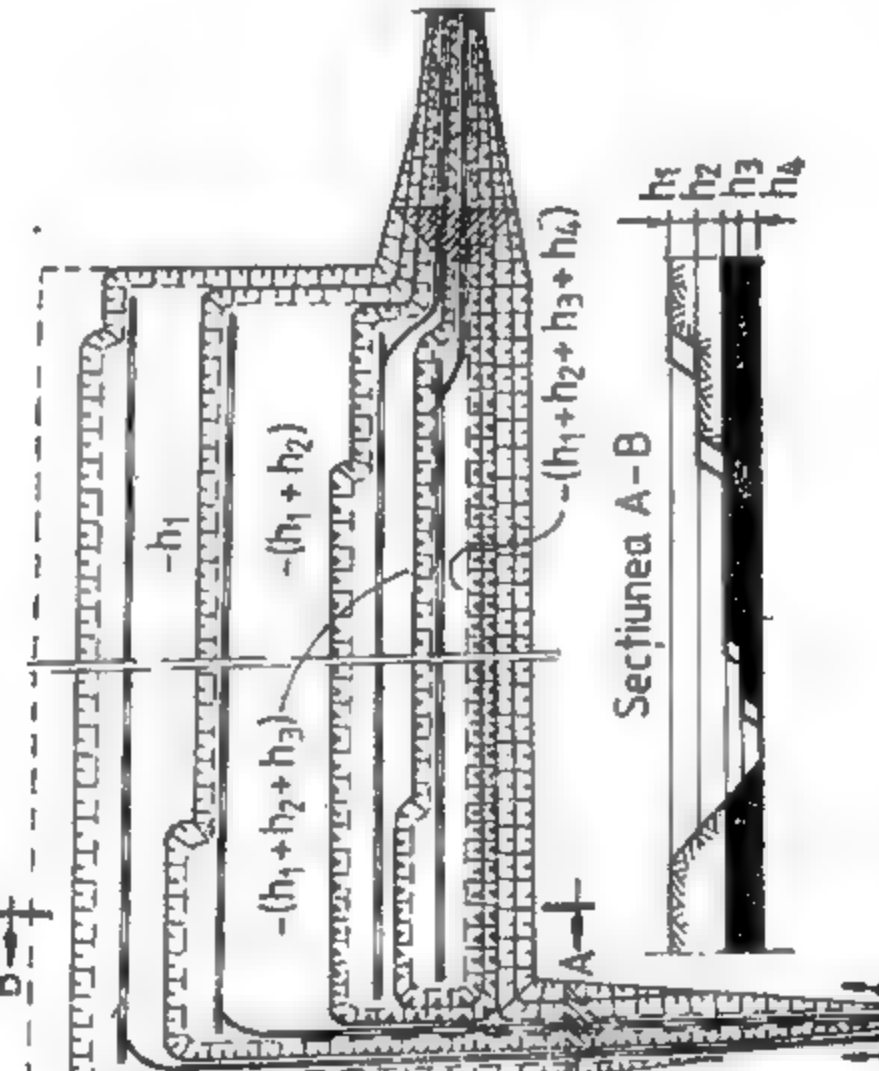
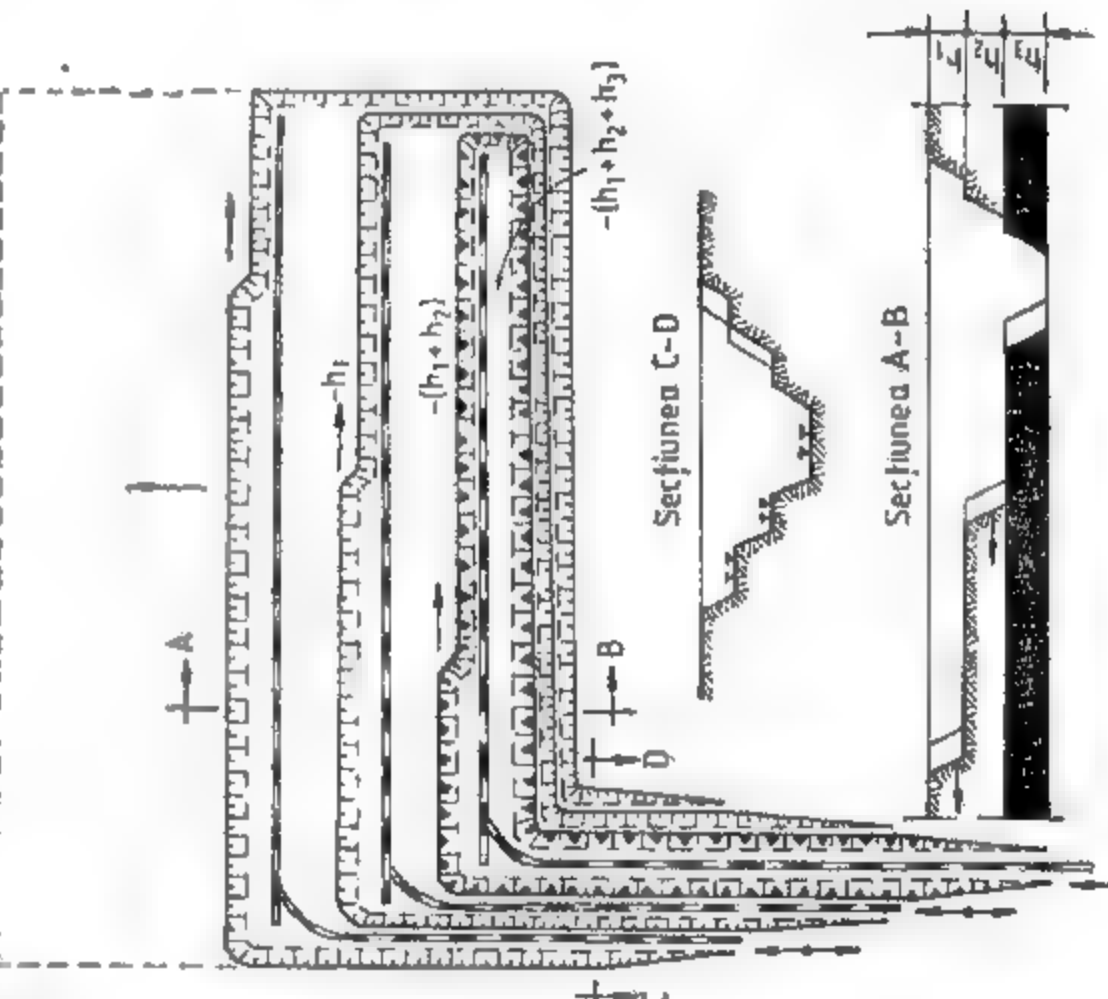
În tabelul 41 este făcută prezentarea detaliată a metodelor, variantelor și subvariantelor de deschidere întîlnite mai des în exploatarea la zi.

Prezentarea metodelor de deschidere a zăcămintelor în vederea exploataării la zi

Metode de deschidere din cadrul grupelor	Variante ale metodelor de deschidere	Subvariante ale metodelor de deschidere	Reprezentarea schematică a variantei sau subvariantei de deschidere	5
1	2	3	4	5
A. Deschiderea zăcămintelor dezvoltate sub nivelul terenului înconjurător	a. Deschiderea cu tranșee exterioare individuale	Deschiderea cu tranșee exterioare individuale simple		<p>Condiții de aplicare, avantaje și dezavantaje ale variantelor de deschidere</p>
	b. Deschiderea cu tranșee exterioare conjugate	Deschiderea cu tranșee exterioare conjugate		<p>Zăcămintele stratiforme, de grosime și înclinare mică, copertă subțire formată din roci slabe.</p> <p>Punctele de amplasare a tranșeeelor sunt condiționate de:</p> <ul style="list-style-type: none"> — poziția haldelor de steril și a depozitelor de util; — obținerea unui volum maxim a lucrărilor de săpare; — respectarea înclinării maxime admise pentru tipul de transport utilizat în carieră. <p>Avantaje: metode de deschidere simple, asigură un transport în bune condiții pe toată durata exploataării.</p> <p>Dezavantaje: cheltuieli mari pentru săparea lucrărilor miniere.</p>

1. Deschiderea cu

Metode de deschidere cu

<p>b. Deschiderea cu tranșee exterioare grupate</p>	<p>Deschiderea cu tranșee exterioare grupate simple</p>	
<p>Deschiderea cu tranșee exterioare grupate comune</p>	<p>Deschiderea cu tranșee exterioare grupate comune</p>	

Zăcămintele medii sau groase, relativ adânci, de înclinare mică sau orizontale.

Alegerea punctului de grupare a tranșeeelor se face în funcție de necesitățile exploataării, în așa fel ca să fie asigurată o bună organizare a transportului.

Avantaje: pot asigura o bună organizare a transportului, se reduce volumul lucrărilor comparativ cu variantele de deschidere cu tranșee exterioare individuale.

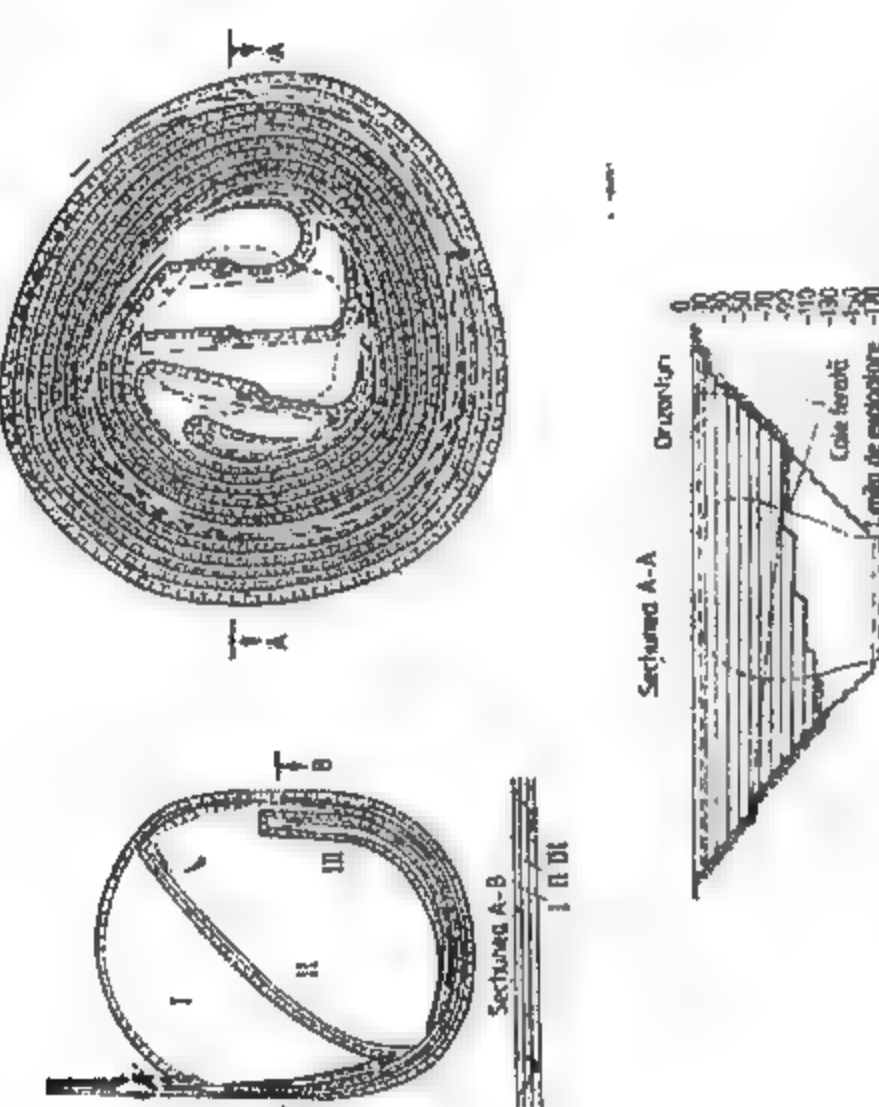
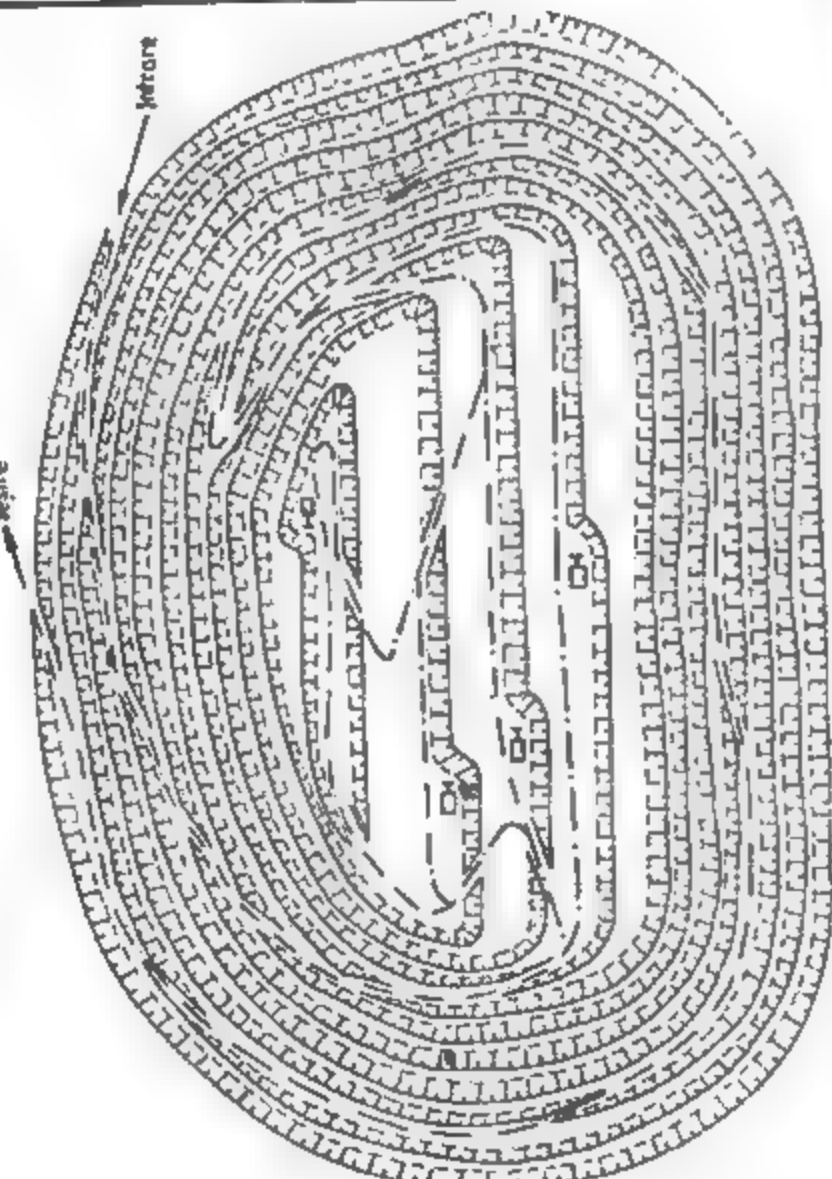
Dezavantaje: volum mare a lucrărilor de săpare pentru realizarea grupurilor de tranșee; volum de lucrări mai mare decât în cazul variantelor de deschidere cu tranșee comune.

0	1	2	3	4	5
		c. Deschiderea cu tranșee exterioare comune (generale)	Deschiderea cu tranșee exterioare comune simple		<p>Zăcămintele de grosime mică sau medie, cu înclinare mică și acoperă de grosime mică sau medie.</p> <p>Când punctele de descărcare a sterilului și utilului se află în aceeași direcție de transport sau când morfologia regiunii o impune.</p> <p>Avantaje: cel mai mic volum de lucrări dintre toate variantele de deschidere cu tranșee exterioare. Organizarea bună a transportului.</p> <p>Dezavantaje: amenajarea unei platforme complexe de recepție și dirijare a încărcăturilor ieșite din carieră.</p>
		a. Deschiderea cu semitransșee interioare individuale	<p>Deschiderea cu semitransșee interioare simple</p> <p>Deschiderea cu semitransșee interioare conjugate</p>		<p>Zăcămintele de grosime medie și mare, cu înclinare mică și foarte mică și o acoperă de grosime mare.</p> <p>Avantaje: permit o bună organizare a transportului; volum mic al lucrărilor de săpare comparativ cu deschiderea cu tranșee exterioare.</p> <p>Dezavantaje: necesitatea existenței unor roci stabile pe flancul de culcuș al zăcămintului, acolo unde se sapă semitransșeele.</p>

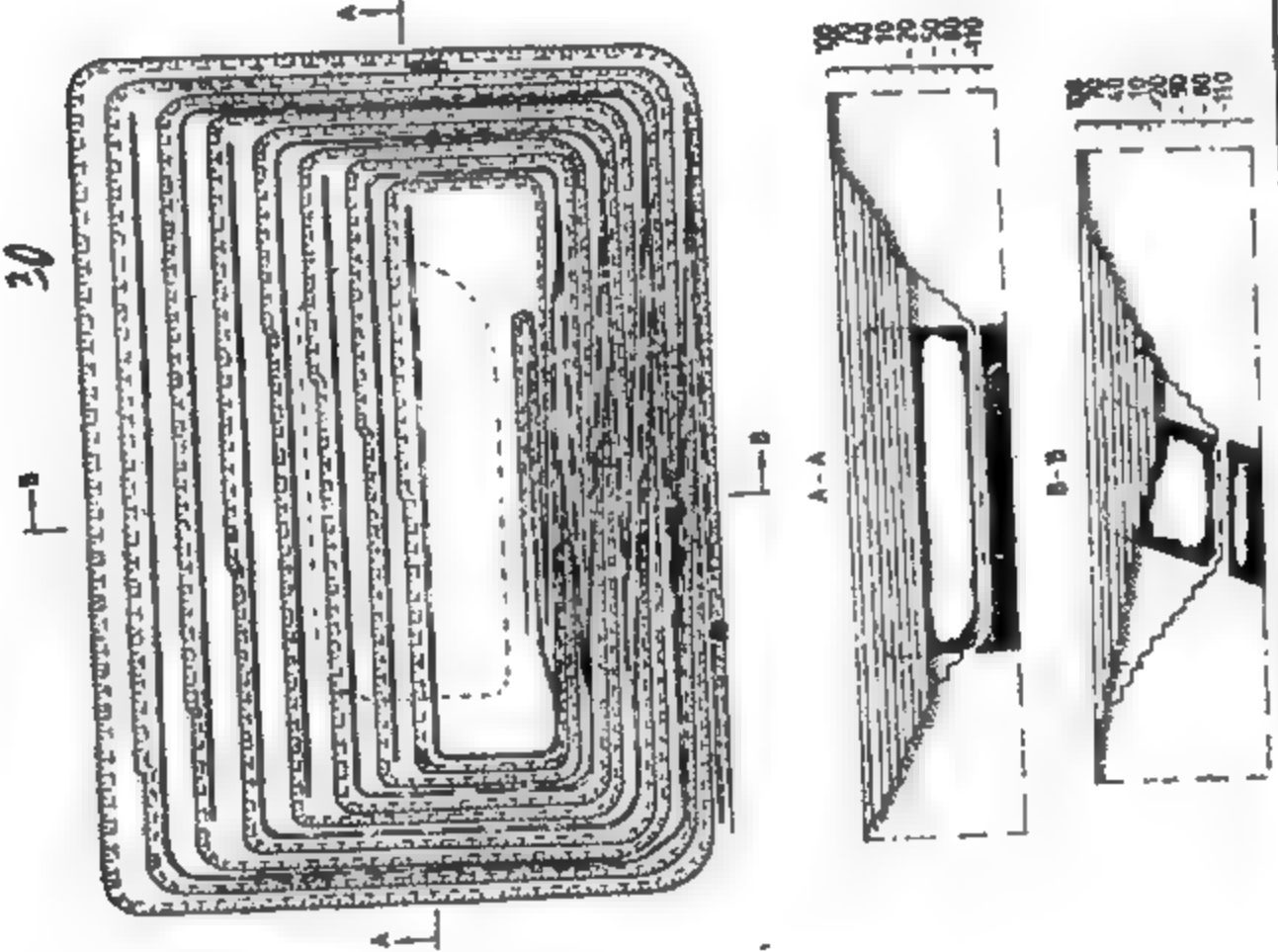
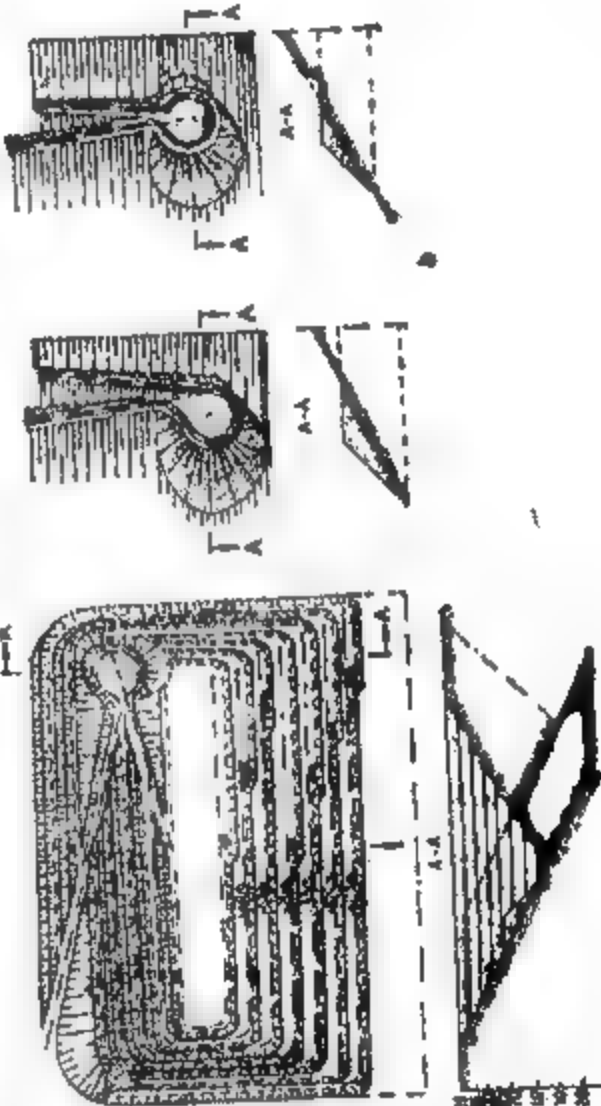
lucrări miniere la zi
interioare

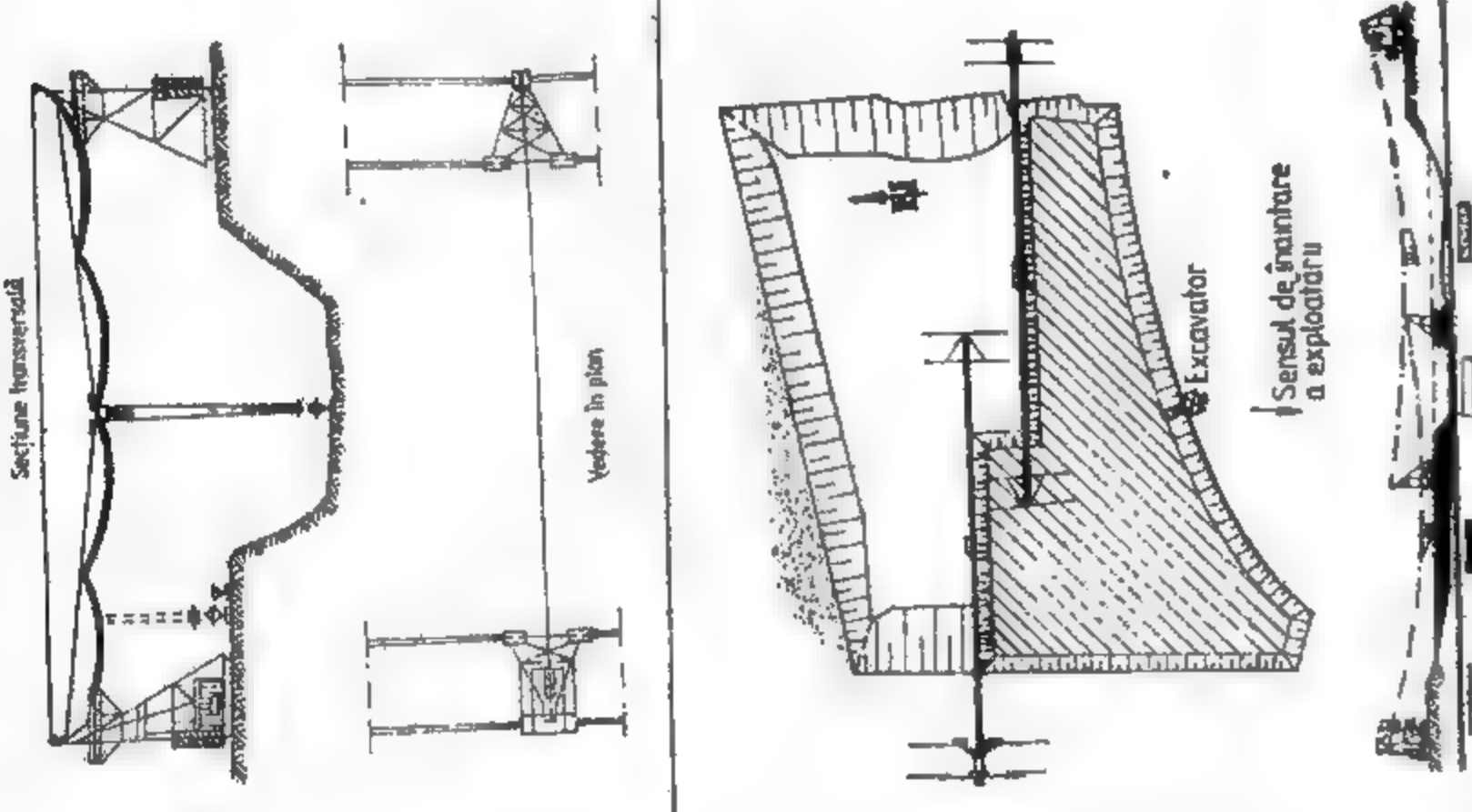
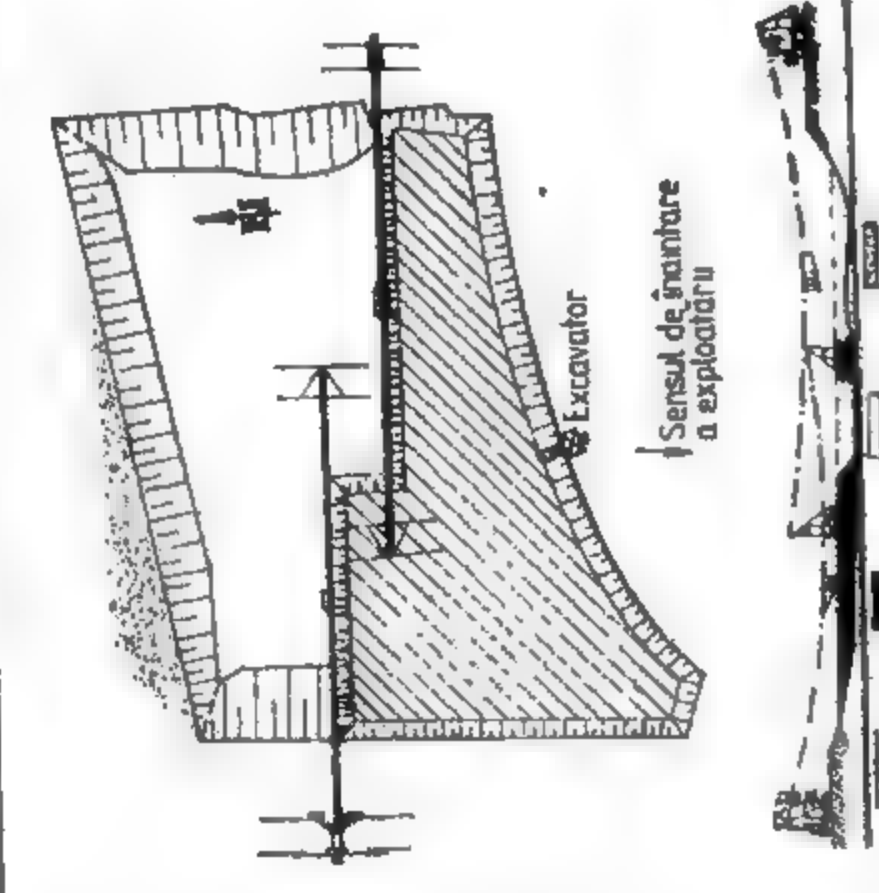
Metode de deschidere cu
2. Deschidere cu semitransșee

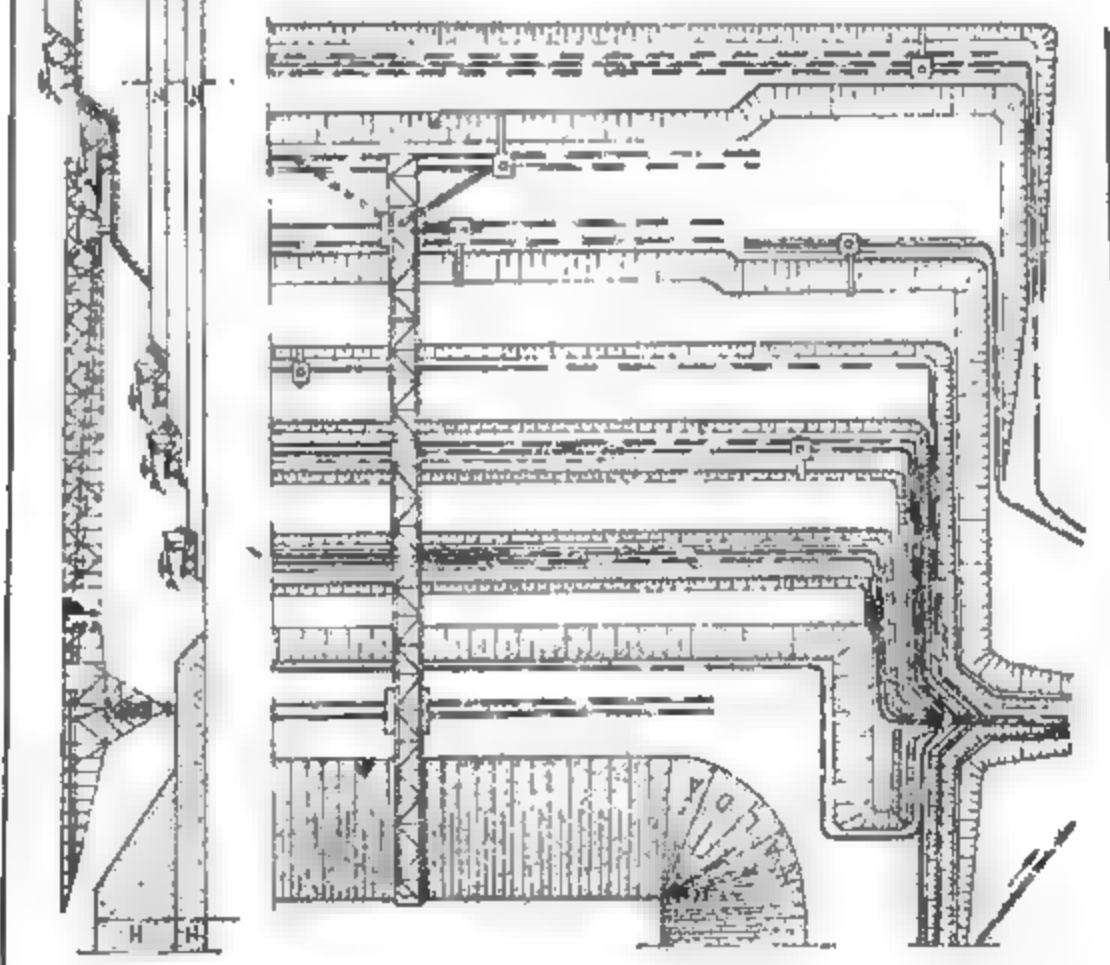
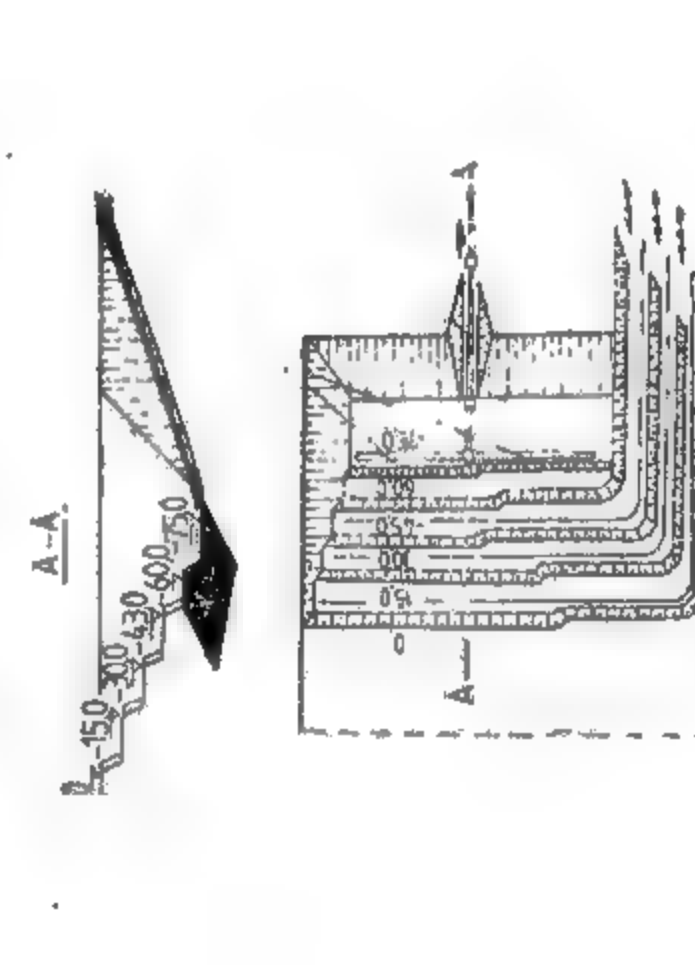
b. Deschiderea cu semitransșee interioare grupate	Deschiderea cu semitransșee interioare grupate simple		<p>Zăcămintele orizontale sau ușor înclinate de grosime mare, cu acoperă de grosime mare.</p> <p>Avantaje și dezavantajele sînt cele corespunzătoare variantelor de deschidere cu tranșee exterioare grupate.</p>
	Deschiderea cu semitransșee interioare comune cu traseu rectiliniu		<p>Zăcămintele straiiforme orizontale sau puțin înclinate cu acoperă de grosime medie sau mare, când punctele de descărcare a sterilului și utilului se află în aceeași direcție de transport.</p> <p>Avantaje: volum mic al lucrărilor de săpare pentru deschiderea tuturor orizonturilor.</p> <p>Dezavantaje: organizarea dificilă a transportului pe prima porțiune de semitransșee și la suprafață.</p>

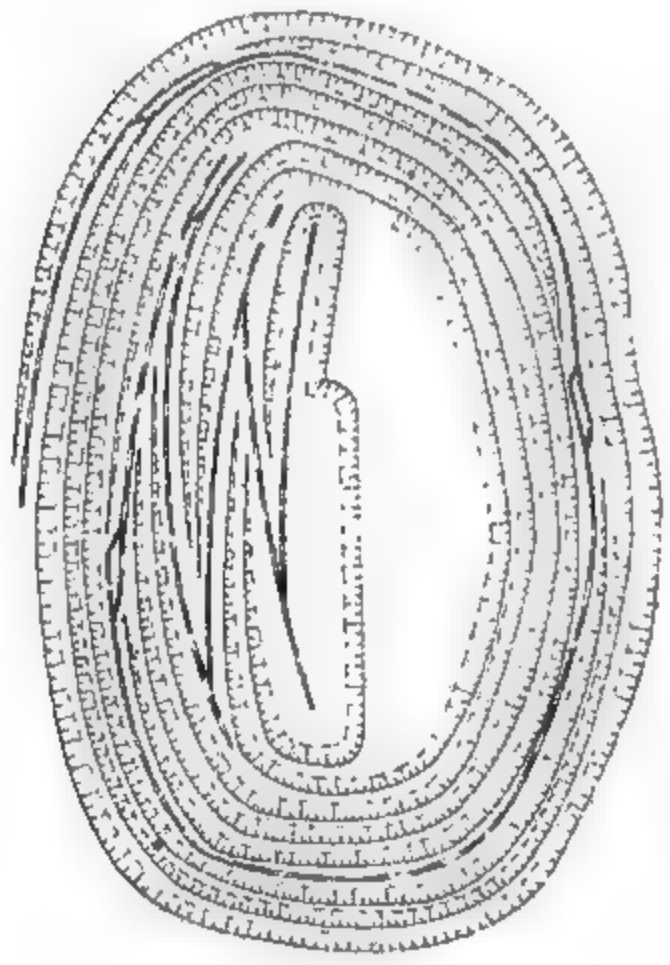
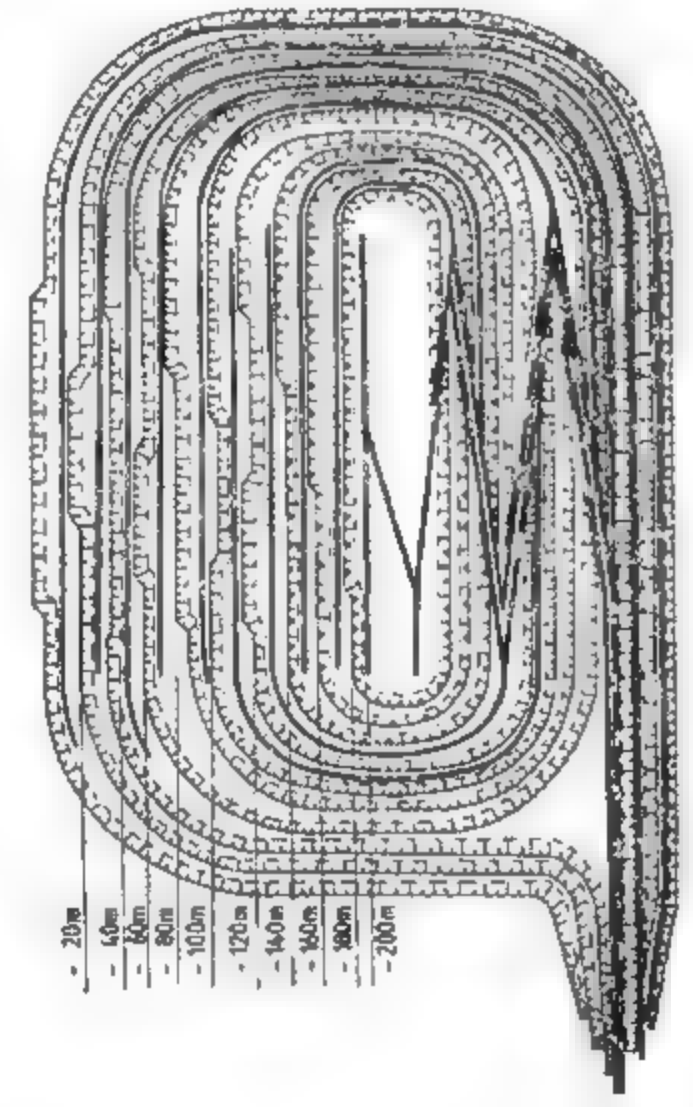
0	1	2	3	4	5
			Deschiderea cu semi-tranșee interioare comune cu traseu în spirală		<p>Zăcămintele cu contur circular, eliptic sau variat, cu extindere mare în adâncime și la suprafață, de înclinare variabilă, cu coperți groasă.</p> <p>Avantaje: continuitatea circulației și organizarea simplă a acesteia; capacitate mare de transport; săparea este ieftină; posibilitatea extragerii simultane a mai multor trepte de steril și util.</p> <p>Dezavantaje: durata mare de deschidere și de pregătire a zăcămintului; lungimea mare a căilor de transport mărește timpul de transport și costul transportului.</p>
		c. Deschiderea cu semitranșee interioare comune generale	Deschiderea cu semi-tranșee interioare comune cu traseu pentru transport în sens unic		<p>Zăcămintele sub formă de depozite și zăcămintele cu contur circular sau eliptic.</p> <p>Avantaje: organizare bună a transportului; capacitate mare de transport.</p> <p>Dezavantaje: întreținerea unor drumuri lungi de transport; volum mare a lucrărilor de deschidere (două lucrări și de intrare și ieșire din carieră).</p>

lucrări miniere la m
semitranșee interioare

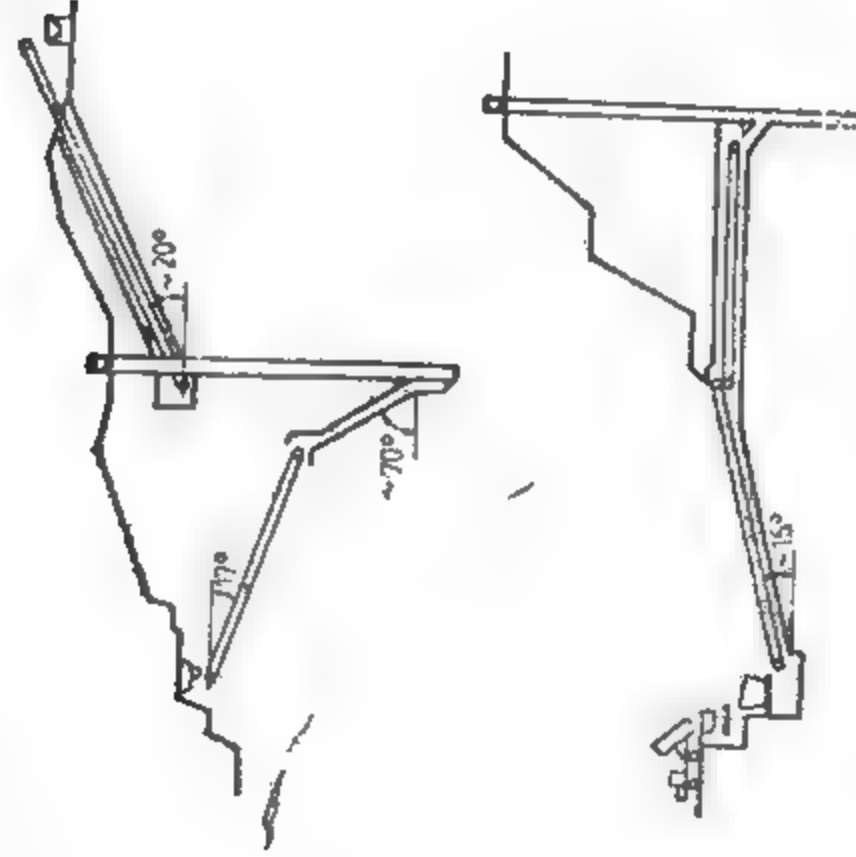
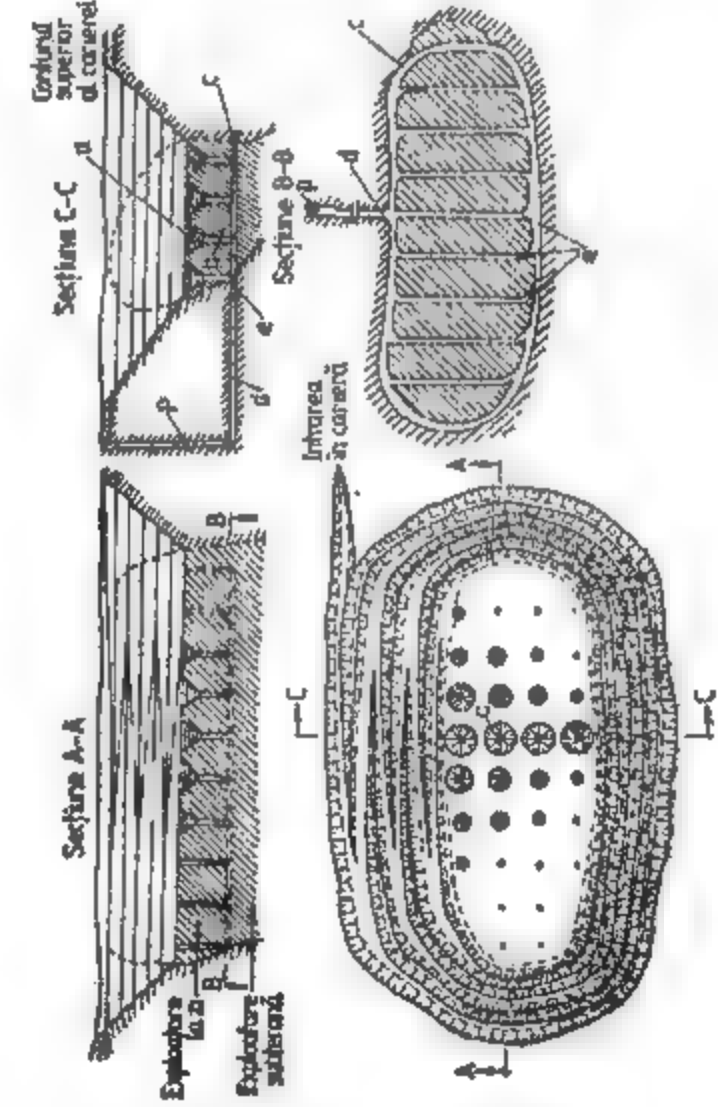
Metode de deschidere cu	2. Deschidere cu	<p>Deschiderea cu semi-tranșee interioare comune cu traseu în unghi ascuțit</p> 	<p>Zăcămintele de grosime mare sau medie, cu extindere mare pe direcție și de înclinare mare sau medie.</p> <p>Avantaje: aplicarea la orice formă de zăcămint și condiții de suprafață; volum mic al lucrărilor de săpare; posibilitate de exploatare simultană a mai multor orizonturi.</p> <p>Dezavantaje: lungime de traseu mare datorită porțiunilor înfundate sau buclor de întoarcere; necesitatea de a opri mijloacele de transport sau a reduce viteza datorită schimbării de direcție.</p>
		<p>Deschiderea cu semi-tranșee interioare comune cu buclă de întoarcere</p> 	

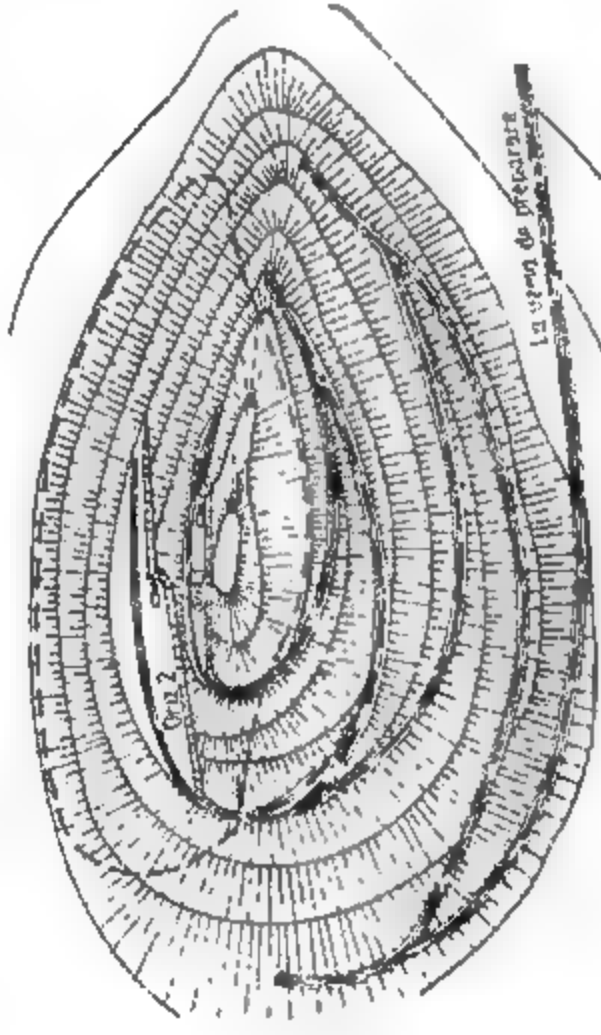
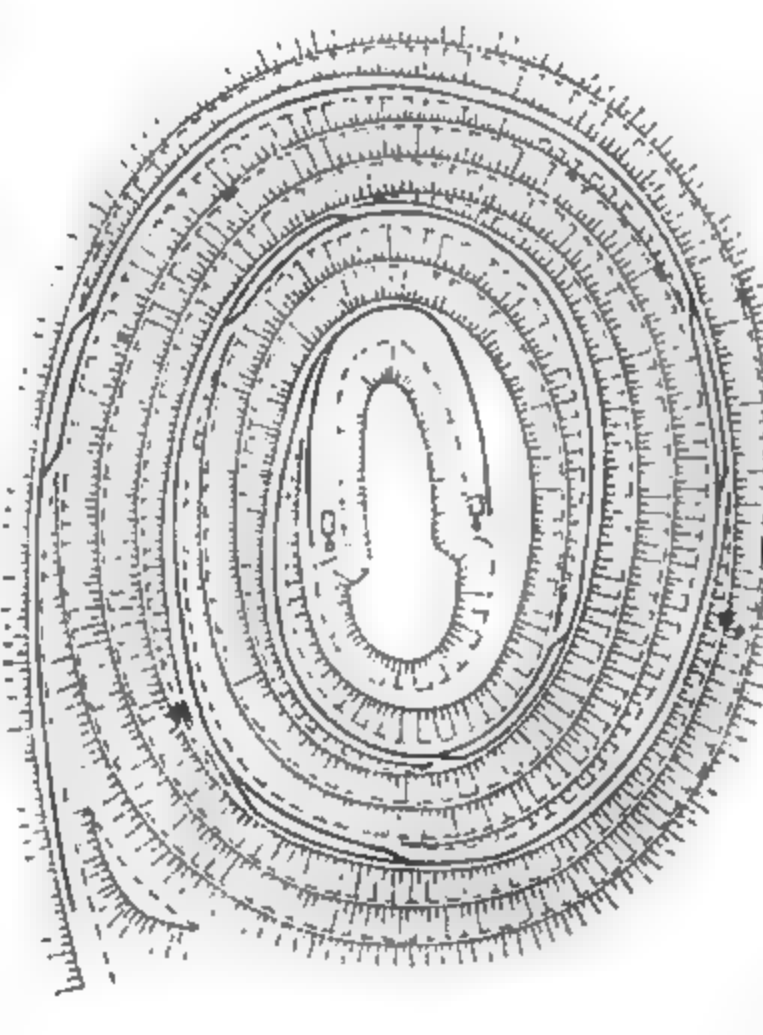
0	1	2	3	4	5
Metode de deschidere fără tranșee și fără lucrări miniere subterane	2. Transportul rocilor utile cu ajutorul instalațiilor cu cabluri aeriene	b. Instalații cu cabluri aeriene prevăzute cu graifare sau cîrlige			<p>Avantaje: lipsa cheltuielilor pentru săparea lucrărilor miniere de deschidere; posibilitatea pregătirii în scurt timp a exploatării; transport ușor în interiorul exploatării etc.</p> <p>Dezavantaje: productivități reduse ale instalațiilor de încărcare, ridicare și transport.</p>
		c. Excavare cu o cupă mobilă			

Metode combinate de deschidere	1. Deschiderea cu lucrări miniere la zi	a. Deschiderea cu tranșee a treptelor de util și fără tranșee a celor de steril		<p>Zăcămintele stratiforme orizontale sau de înclinare mică, cu coperă de grosime mare.</p> <p>Avantaje: volum mic a lucrărilor de deschidere.</p> <p>Dezavantaje: organizarea grea a transportului pe tranșee de deschidere a treptelor de util.</p>
		b. Deschiderea cu semitransșee a treptelor de steril și tranșee exterioare a treptelor de util		<p>Zăcămintele dezvoltate sub formă de stral cu grosimi medii și mari și cu înclinații medii și mari.</p> <p>Coperta zăcămintului de grosime mare. Zăcămintele cu rezerve reduse, care se vor exploata cu mare intensitate.</p> <p>Avantaje: asigură folosirea cât mai eficientă a condițiilor locale; organizare bună a activităților și capacitate mare de transport.</p> <p>Dezavantaje: un număr mare și diferit de lucrări miniere în carieră.</p>

0	1	2	3	4	5
	1. Deschiderea cu lucrări miniere la zi	c. Deschiderea cu semitranșee interioare cu tranșee combinate	Deschiderea prin combinarea tranșeei în spirală cu cel în unghi ascuțit.		Zăcămintele dezvoltate pe verticală sub formă de stock și zăcămintele groase de inclinare medie și mare. Metoda prezintă avantajele și dezavantajele celor două metode de bază combinate.
		d. Deschiderea cu semitranșee interioare grupate a treptelor superioare și cu semitranșee interioare comune a treptelor interioare	Deschiderea cu semitranșee interioare grupate (cu traseu simplu) a treptelor superioare și cu semitranșee interioare comune (cu traseu în unghi ascuțit) a treptelor inferioare.		Idem punctele b și c.

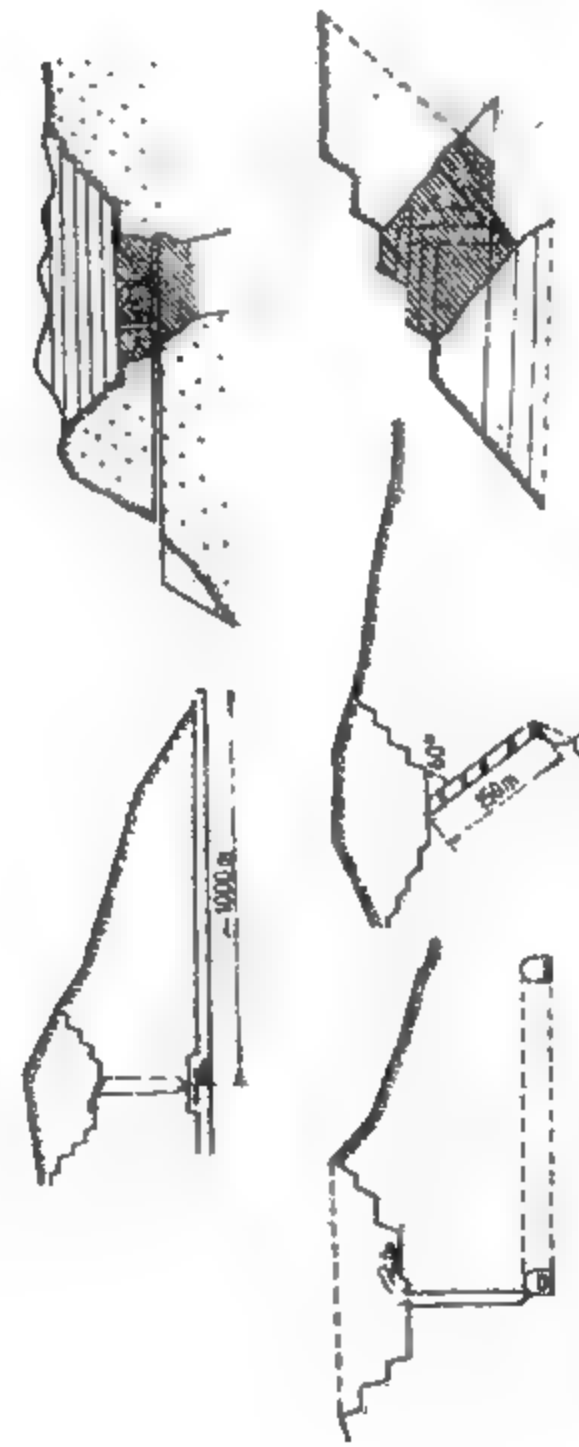
deschidere combinate

Metode de		miniere la zi și subterane		miniere subterane	
2. Deschiderea combinată cu lucrări miniere subterane	a. Deschiderea prin folosirea unui complex de lucrări miniere subterane (galerii de coastă, plane înclinate, puturi verticale, suitoare etc.)				Zăcămintele care se găsesc în situații nefavorabile privind așezarea, modul de prezentare și relieful terenului înconjurător. Avantaje: eliminarea traseelor lungi și costisitoare de la suprafață. Dezavantaje: lucrări subterane diferite, transport greu.
3. Deschiderea combinată cu lucrări miniere la zi și subterane	a. Deschiderea cu semitranșee interioare a părții superioare a zăcămintului și prin lucrări miniere subterane (puturi verticale, galerii și rostogoluri) a părții inferioare				Zăcămintele sub formă de stock-uri și de pozite. Aceste metode de deschidere prezintă aceleași avantaje și dezavantaje pe care le au și celelalte metode din cadrul grupei de metode de deschidere combinate.

0	1	2	3	4	5
I.	B. Deschiderea zăcămintelor dezvoltate deasupra nivelului terenului înconjurător				
Metode de deschidere cu lucrări miniere la zi	1. Deschiderea cu semitranșee				<p><i>Zăcămintele sub formă de depozite sau stock-uri.</i></p> <p><i>Avantaje:</i> se folosește un singur mijloc de transport și este asigurată o capacitate mare de transport. În cazul variantei b există o continuitate a circulației.</p> <p><i>Dezavantaje:</i> cheltuieli mari de investiții și de exploatare și, de asemenea, cu durată mare de deschidere și pregătire a zăcămintului</p>
	b. Deschiderea cu semitranșee mitranșee cu traseu în spirală				

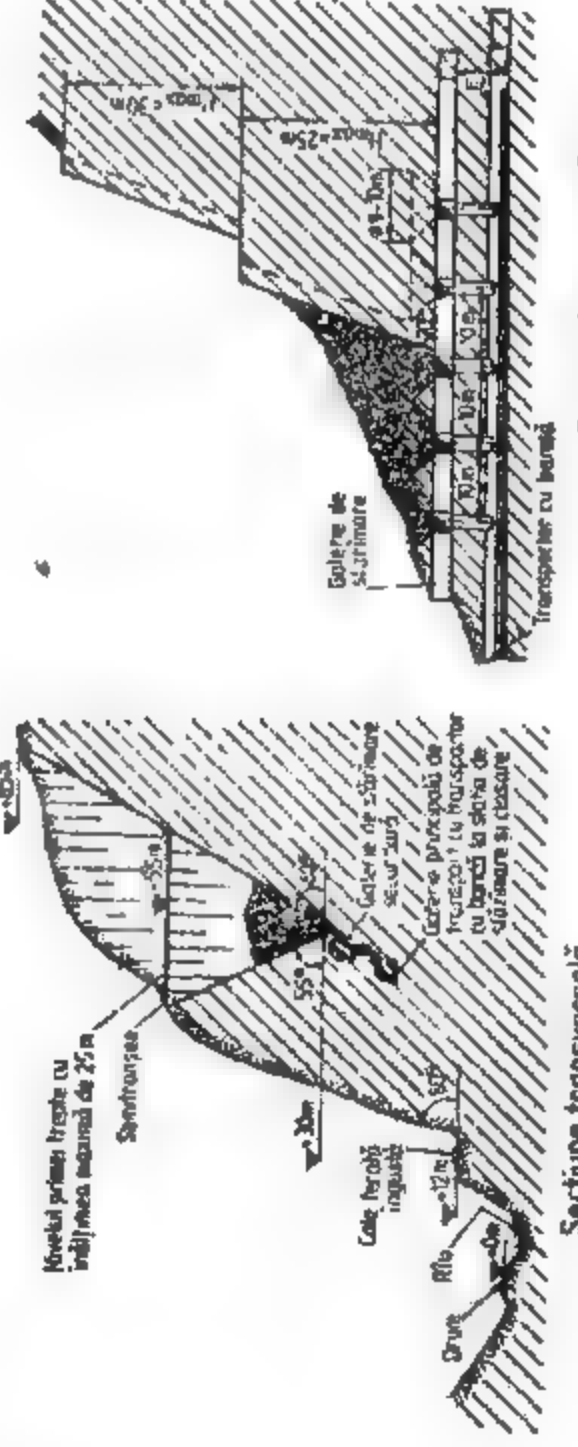
II.

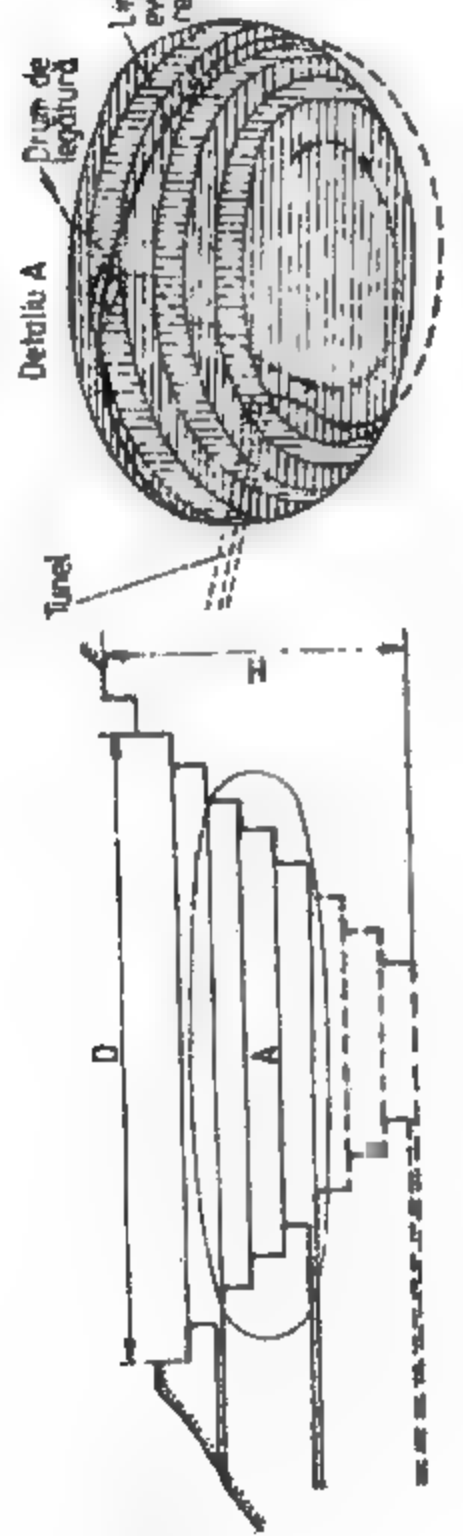
Metode de deschidere cu lucrări miniere subterane

1. Deschiderea cu galerii de coastă și sulitori		<p><i>Zăcămintele puternic dezvoltate pe verticală, care se vor exploata parțial în carieră.</i></p> <p><i>Avantaje:</i> organizare simplă; evacuare gravitațională a materialului; cost redus al încărcării utilajului; extragerea ultimelor trepte fără necesitatea descoperării.</p> <p><i>Dezavantaje:</i> condiții de lucru cu pericol de accidente (căderi în rostogol, înțepenirea și înghețarea materialului).</p>
---	--	--

III.

Metode de deschidere combinate la zi și lucrări miniere subterane

1. Deschiderea combinată cu lucrări miniere la zi și lucrări miniere subterane		<p><i>Zăcămintele puternic dezvoltate în plan și pe verticală. Relief accidentat.</i></p> <p><i>Avantaje:</i> permite adaptări în funcție de condițiile locale.</p> <p><i>Dezavantaje:</i> lucrări diferite, organizare greoaie, costuri ridicate.</p>
--	--	--

0	1	2	3	4	5
Metode de deschidere combinate					
1. Deschiderea combinată cu lucrări miniere la zi și lucrări miniere subterane					
	b. Deschiderea cu un complex de lucrări miniere subterane				
		Deschiderea cu semitransportoare și tunele			
					
					<p>Zăcămintele puternic dezvoltate pe verticală.</p> <p>Avantaje: permite folosirea diverselor lucrări miniere subterane.</p> <p>Dezavantaje: organizare destul de greoaie a lucrărilor.</p>

8.3. ALEGEREA METODELOR DE DESCHIDERE

Pentru deschiderea unui anumit zăcămint pot fi aplicate diferite metode, variante și subvariante. Alegerea definitivă a uneia dintre metodele de bază sau combinate de deschidere trebuie să fie legată de tipul de transport proiectat și se justifică pe baza comparării tehnico-economice a metodelor și variantelor raționale de deschidere posibile de aplicat.

Proiectarea deschiderii pe baza comparării variantelor constă în următoarele: pentru zăcămintul luat în studiu se alcătuiesc câteva scheme de deschidere raționale din punct de vedere tehnic. În continuare se determină, pentru fiecare variantă luată în studiu, cheltuielile capitale și de exploatare pe toată durata de activitate a carierei.

Se alege pentru aplicare acea variantă la care suma cheltuielilor generale de deschidere raportate la tona de producție sunt minime și care asigură termenul cel mai scurt de intrare în exploatare a carierei. Pentru simplificarea calculului se va ține seama de următoarele reguli principale:

— Înainte de a se trece la calculele economice, vor fi apreciate cit mai exact avantajele tehnice și dezavantajele variantelor de deschidere ce intră în comparație și concordanța lor cu condițiile concrete de zăcămint.

— Se vor lua în considerare numai cheltuielile principale, adică acele cheltuieli a căror mărime relativă va fi însemnată; cheltuieli ce diferă puțin de la o variantă la alta nu se vor lua în considerare.

— Se vor compara separat cheltuielile de investiții și separat cheltuielile de exploatare; de cheltuieli de investiții capitale aparțin cheltuielile legate de construcțiile de la suprafață și săparea lucrărilor capitale, iar de cheltuielile de exploatare aparțin cheltuielile de întreținere a lucrărilor miniere, transport, extracție etc.

— La calculul cheltuielilor de investiții capitale este necesar să se compare în mod separat cheltuielile inițiale și cheltuielile pe viitorii ani (cheltuieli de viitor).

Pentru fiecare variantă trebuie să se determine perioada de punere în funcțiune a carierei (perioada de intrare în producție). Diferențele de cheltuieli după variante se exprimă în procente. De obicei, se consideră că precizia calculului nu depășește 90%. Din acest motiv, dacă în final rezultatul comparării economice nu va diferi mai mult de 10%, atunci variantele pot fi considerate ca egale. Dacă diferența dintre variante nu depășește 10%, se va da prioritate acelei variante de deschidere care va corespunde mai bine din punct de vedere tehnic și care necesită un minimum de investiții și asigură timpul minim de intrare a carierei în producție.

De asemenea, se poate calcula durata de recuperare a investițiilor din beneficiu. În situația când într-o variantă investițiile nu pot fi recuperate în toată durata de exploatare a perimetrului, se consideră că varianta respectivă trebuie exclusă din competiție încă de la început.

În unele situații mai complexe investițiile sunt mai mari, în schimb cheltuielile de exploatare sunt mai mici; pentru alegerea variantei optime, se calculează în câți ani sporul de investiții este recuperat prin sporul de beneficiu (reducerea cheltuielilor de exploatare) din varianta cu investiții mai mari și costuri mai mici.

Pentru varianta rațională de deschidere este indicat ca poziția tranșeei de deschidere să fie studiată în mai multe variante de amplasament. La fiecare variantă de amplasament se vor analiza următoarele aspecte caracteristice:

— volumul tranșeei de deschidere și respectiv valoarea de investiții, inclusiv lucrările de asecare și alte lucrări anexe necesare în această fază; accesul în tranșeea de deschidere pentru transportul descoperitei provenite de la excavarea tranșeei, și

pentru aducerea utilajelor ce vor lucra la deschidere; corelația dintre poziția tranșeei de deschidere și fluxul tehnologic de exploatare; în legătură cu aceasta se va acorda o atenție deosebită stabilirii căilor de transport pentru util și steril rezultat în pro-

Tabelul XX.42

Comparația variantelor privind amplasamentul tranșeei de deschidere și a metodelor de exploatare posibile de aplicat

Nr. crt.	Specificație	U.M.	Varianta		
			I	II	III
	I. Tranșeea de deschidere		Variante de amplasament		
1	Amplasament (orientare față de perimetru)	—			
2	Volum de excavare	mli m ³			
3	Raport mediu de descopertare în cuprinsul tranșeei de deschidere	m ³ /t			
4	Valoarea de investiții pentru deschiderea perimetrului, din care:	mil. lei			
	— excavarea și așezarea tranșeei de deschidere	mil. lei			
	— utilaje pentru tranșeea de deschidere	mil. lei			
	— alte investiții necesare la deschidere	mil. lei			
	II. Exploatare		Variante de lucru		
1	Metoda de exploatare preconizată	—			
2	Rezerva exploatabilă a carierei	mil. t.			
3	Capacitatea de producție	mli t/an			
4	Durata de exploatare	ani			
5	Raportul mediu de descopertare în cuprinsul perimetrului de exploatare	m ³ /t			
6	Raportul maxim de descopertare	m ³ /t			
7	Valoarea totală de investiții până la atingerea capacității de producție, din care:	mil. lei			
	— investiții pentru deschiderea perimetrului	mil. lei			
	— investiții pentru procesul de exploatare	mil. lei			
	— investiții pentru construcții anexe	mil. lei			
8	Cheltuieli de exploatare, din care:	lei/t			
9	Beneficiu	mil. lei/an			
10	Durata de recuperare a investițiilor din beneficiu	ani			

cesul tehnologic; zonele de protecție a suprafeței (riuri, căi de comunicație, așezări omenești etc.).

Pentru a obține o imagine clară asupra variantei raționale de amplasament a tranșeei capitale de deschidere se întocmește tabelul 42, cu principalii parametri comparativi, care vor fi stabiliți pe baza calculelor analitice, indicatorilor tarifari și nominali, asimilărilor cu alte cariere sau prin apreciere simplă, datele urmând a fi confirmate în cadrul proiectării variantei optime.

Analizând parametrii din tabel se poate stabili și recomanda varianta optimă de amplasament a lucrării capitale de deschidere. Odată hotărâtă varianta și amplasamentul optim, se trece la proiectarea propriu-zisă a lucrărilor de deschidere.

La alegerea metodei de deschidere trebuie luată în considerare, în mod obligatoriu, și metoda de exploatare proiectată a se aplica în carieră conform celor marcate în tabelul 42. În majoritatea cazurilor, problemele de deschidere și de exploatare ale zăcămintelor exploatabile la zi se rezolvă simultan, având în vedere faptul că ele sînt strîns legate unele de altele.

9. SĂPAREA TRANȘEEELOR

Săparea tranșeeilor se face după un proiect de execuție și organizare dinainte stabilit, în care sînt arătate volumele tuturor lucrărilor necesare de executat, planul calendaristic al îndeplinirii lor și indicii tehnico-economici planificați.

În funcție de metoda de săpare întrebuințată pentru săparea tranșeei, procesul de săpare poate fi *ciclic* — în cazul rocilor tari extrase cu exploziv și *continuu* — în cazul rocilor moi extrase direct cu excavatoare sau alte utilaje mecanice folosite în exploatarea la zi.

În primul caz complexe de operații sînt: forarea (perforarea) găurilor de sondă sau de mină, încărcarea cu exploziv a acestora, împușcarea, încărcarea, transportul și depozitarea rocilor extrase. Paralel cu realizarea acestor operații, în funcție de metoda de săpare întrebuințată, mai apare necesitatea montării căilor ferate sau construirii drumurilor de transport și executării lucrărilor de întreținere necesare.

În cel de-al doilea caz, complexe de operații sînt: excavarea și transportul rocilor extrase la care se mai adaugă, în funcție de varianta de săpare aleasă, riparea și prelungirea benzilor de transport, manevre ale excavatorului, lucrări de întreținere etc.

Organizarea lucrului la săparea tranșeeilor trebuie să fie orientată spre realizarea unor indicatori tehnico-economici superiori, și se face, în general, după grafice ciclice la întocmirea cărora se au în vedere, în primul rînd, următoarele aspecte ale activității: suprapunerea la maxim a diferitelor operații; realizarea întregului ciclu în 2—3 schimburi; utilizarea rațională a utilajelor din frontul de lucru și de la transport etc. Vitezele de săpare ale tranșeeilor variază în funcție de proprietățile fizico-mecanice ale rocilor, dimensiunile acestora, metoda de săpare aplicată, dotarea tehnică a fronturilor de lucru, organizarea lucrului etc., și sînt cuprinse între 100—250 m/lună.

9.1. METODE DE SĂPARE A TRANȘEEELOR

Metodele de săpare a tranșeelor se aleg în funcție de: proprietățile fizico-mecanice ale rocilor; mărimea și forma secțiunii transversale a tranșeei; felul tranșeei — de deschidere, de pregătire sau auxiliară; poziția tranșeei față de căile de acces; lungimea tranșeei; tipul și parametrii de lucru ai utilajului folosit la săpare etc.

La organizarea săpării tranșeelor de deschidere, pe lângă cele specificate mai sus, mai trebuie să se țină seama de: relieful terenului, modul de transport și depozitare a materialului excavat și distanța necesară de transport.

Metodele de săpare a tranșeelor pot fi clasificate în următoarele patru grupe principale:

- I) metode de săpare fără folosirea mijloacelor de transport;
- II) metode de săpare cu folosirea mijloacelor de transport;
- III) metode de săpare speciale;
- IV) metode de săpare combinate.

Indiferent de metoda de săpare aplicată, aceasta trebuie să asigure: securitatea muncii la executarea lucrării, stabilitatea profilului transversal și longitudinal al tranșeei, termenele stabilite pentru săparea ei și un minim de muncă și de cost al acesteia.

9.1.1. METODE DE SĂPARE A TRANȘEEELOR FĂRĂ FOLOSIREA MIJLOACELOR DE TRANSPORT

Săparea tranșeelor fără folosirea mijloacelor de transport se aplică acolo unde pe una sau pe ambele berme ale tranșeei se poate depozita întregul volum al materialului extras, fără a fi transportat și depozitat în halde situate la distanțe mari.

Modul de depozitare a materialului extras depinde de relieful terenului, de mărimea tranșeei și felul utilajului întrebuințat la depozitare. În principiu, depozitarea materialului excavat se poate face în trei moduri: *depozitare într-o singură parte; depozitare pe ambele părți; depozitare pe versant pentru amenajarea unei berme de transport.* Alegerea unuia dintre aceste sisteme de depozitare se face în funcție de dezvoltarea fronturilor și de extinderea în viitor a exploatării, în așa fel încât să nu mai fie nevoie de mutarea din loc a materialului odată depozitat.

Pentru săparea tranșeelor, în acest caz, sunt întrebuințate de obicei draglinele și lopețile mecanice cu parametri de lucru mari.

Draglinele cu capacitatea cupei de 3—4 m³ sunt utilizate la excavare în roci moi, unde nu apare necesitatea întrebuințării lucrărilor de perforare-împușcare.

În roci stâncoase și compacte extragerea se face prin lucrări de perforare-împușcare și apoi materialul este încărcat și depozitat cu ajutorul lopeților mecanice.

În cadrul metodelor de săpare fără folosirea mijloacelor de transport, tranșeea se poate executa excavând simultan în câteva sectoare. Coeficientul de folosire a excavatoarelor în timp, în acest caz, poate atinge 0,9—0,95.

La săparea tranșeelor se pot folosi, în general, orice fel de mașini, cu parametri de lucru corespunzători. Din punct de vedere al deplasării sunt de preferat mașini cu sistem de deplasare pe șenile, deoarece acestea se adaptează mai ușor la formele terenului. De asemenea, sunt indicate mașini sau procedee de lucru care nu sunt influențate de intemperii.

Folosirea metodelor de săpare fără transport este posibilă numai în cazul rocilor stabile, care asigură menținerea taluzurilor cu bermele superioare încărcate cu materialul ce a fost excavat.

Metodele fără transport nu necesită o organizare complicată a lucrului, permit folosirea completă și rațională a excavatoarelor și deci obținerea unui cost redus, motive pentru care ele trebuie folosite ori de câte ori este posibil.

Metodele de săpare fără folosirea mijloacelor de transport se deosebesc, în principal, după felul sau tipul excavatoarelor folosite și după modul de depozitare a materialului excavat.

9.1.2. METODE DE SĂPARE A TRANȘEEELOR CU TRANSPORTUL ROCILOR EXCAVATE

În cadrul metodelor de săpare a tranșeelor cu transportul rocilor la halde pot fi întrebuințate ca utilaje de bază excavatoarele lopată mecanică, draglina cu rotor și cupe tăietoare și chiar cele de tip elindă. Dintre aceste tipuri de excavatoare cele mai des întrebuințate sunt excavatoarele lopată mecanică, care pot fi utilizate atât la săparea în roci de tărie mică cât și în cele de tărie mare.

La utilizarea metodelor de săpare cu folosirea mijloacelor de transport se întâlnesc următoarele tipuri de transport: *transportul feroviar* — în cazul volumelor și distanțelor mari de transport; *transportul cu autocamioane* — în cazul volumelor mici de lucrări și a distanțelor medii de transport; *transport continuu cu transportoare cu bandă de cauciuc*, montate pe sol sau pe instalații complexe de format halde — în cazul lucrărilor de volum mare, a distanțelor mici de transport și utilizării excavatoarelor cu acțiune continuă la săpare.

În funcție de lățimea și adâncimea tranșeei, în cazul metodelor de săpare cu folosirea mijloacelor de transport se deosebesc trei scheme principale de săpare: *săparea continuă cu înaintarea frontului simultan pe toată secțiunea tranșeei; săparea tranșeei prin intrinduri într-o felie; săparea prin intrinduri în două și chiar mai multe felii.*

9.1.3. METODE SPECIALE DE SĂPARE A TRANȘEEELOR

Din grupa metodelor speciale de săpare a tranșeelor fac parte: *metoda de săpare cu screpere pe roți, metoda de săpare prin împușcări masive și metoda de săpare prin hidromecanizare.*

Aceste metode de săpare se aplică în condiții speciale de lucru.

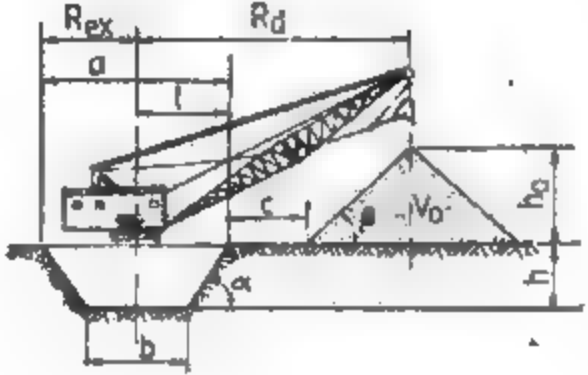
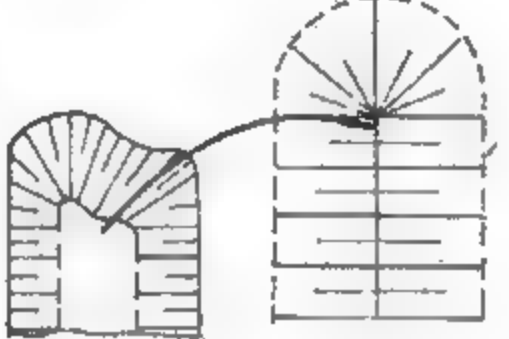
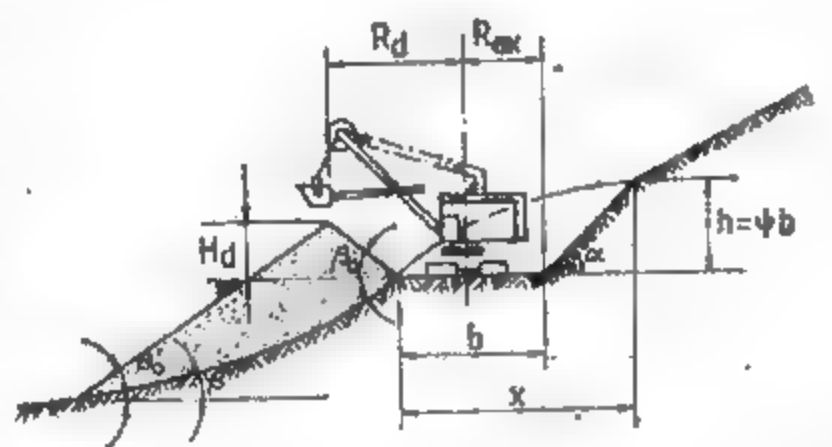
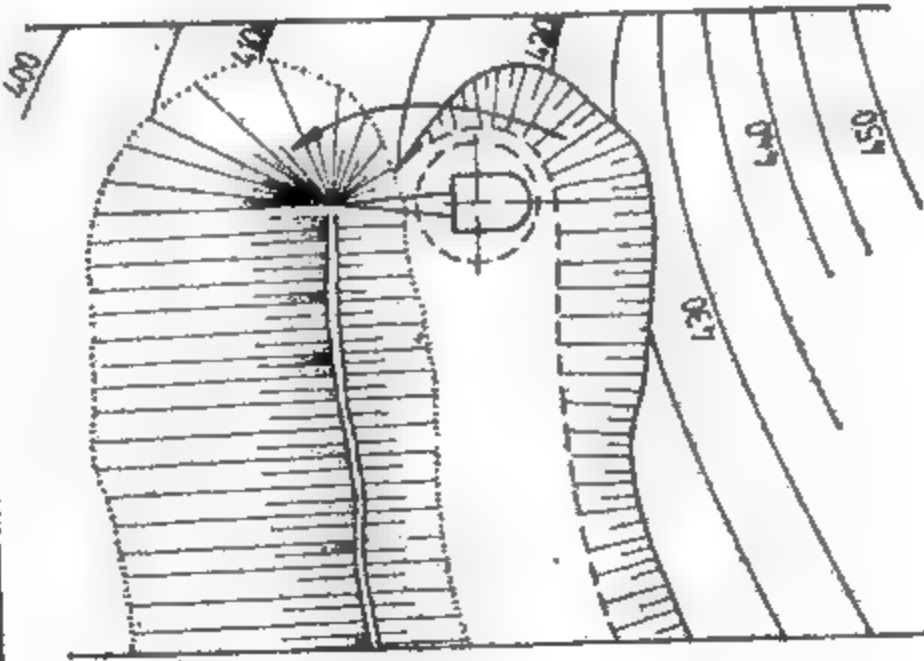
9.1.4. METODE COMBinate DE SĂPARE A TRANȘEEELOR

În cazul volumelor mari de lucrări, a adâncimii mari a tranșeelor și a distanțelor mari de transport se pot aplica metode combinate de săpare cu folosirea mijloacelor de transport pentru feliile inferioare și fără folosirea mijloacelor de transport pentru feliile superioare.

Metodele combinate de săpare pot fi aplicate și în cazul executării tranșeelor într-o felie dar când nu dispunem de utilaje cu parametri funcționali care să permită depozitarea întregului material pe bermele tranșeei.

Prezentarea detaliată a grupelor metodelor și variantelor de săpare a tranșeelor este cuprinsă în tabelul 43.

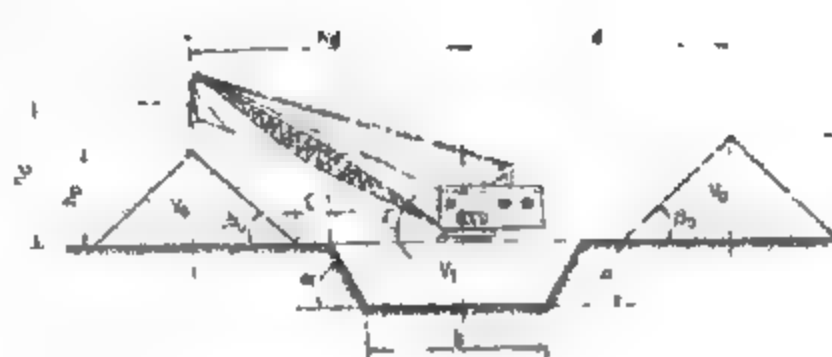
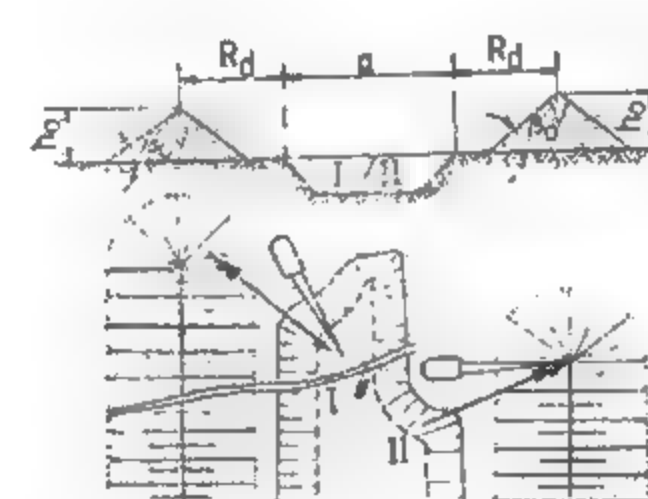
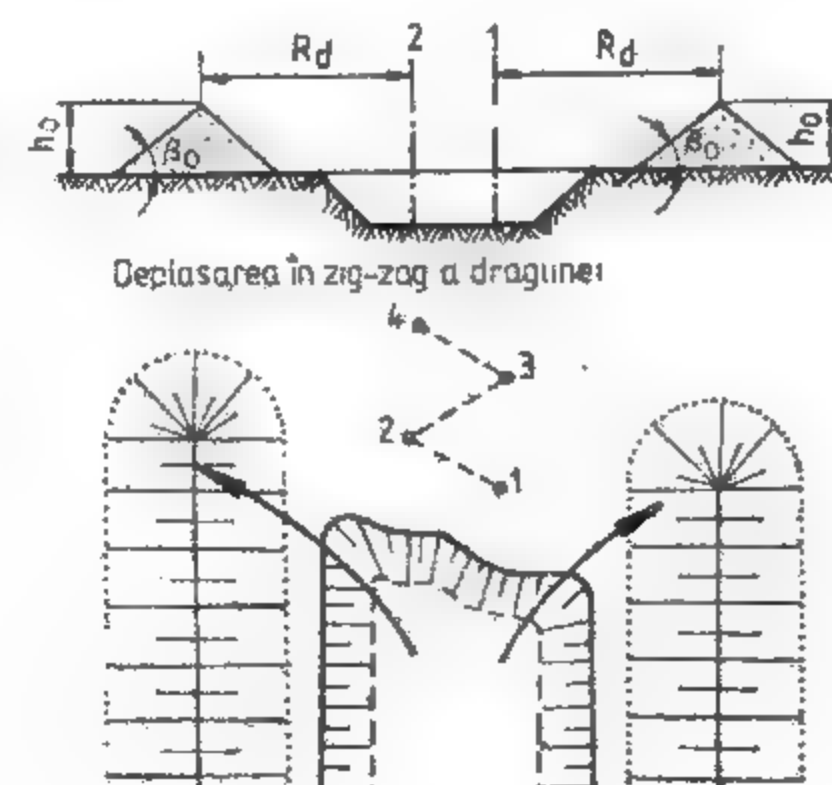
Metode și variante de săpare a tranșelor

Grupa de metode de săpare	Metode de săpare	Variante de metode de săpare	Reprezentarea schematică a variantei de săpare
1	2	3	4
I	a. Săparea cu depunerea rocii pe o singură bătă a tranșeei (semitranșeei)	α) Săparea cu utilizarea draglinei	 
		β) Săparea cu utilizarea excavatorului lopată mecanică (pentru o semitranshee)	 

Tabelul XX.43

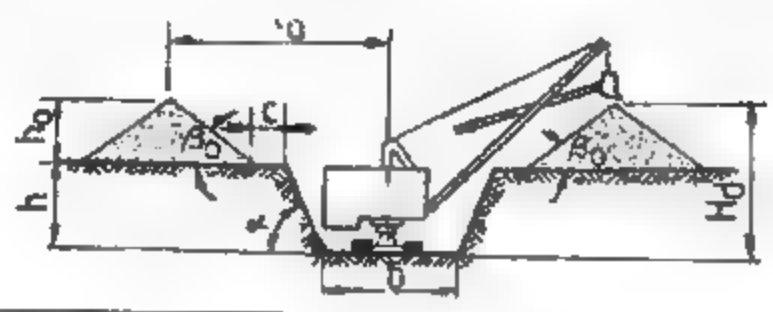
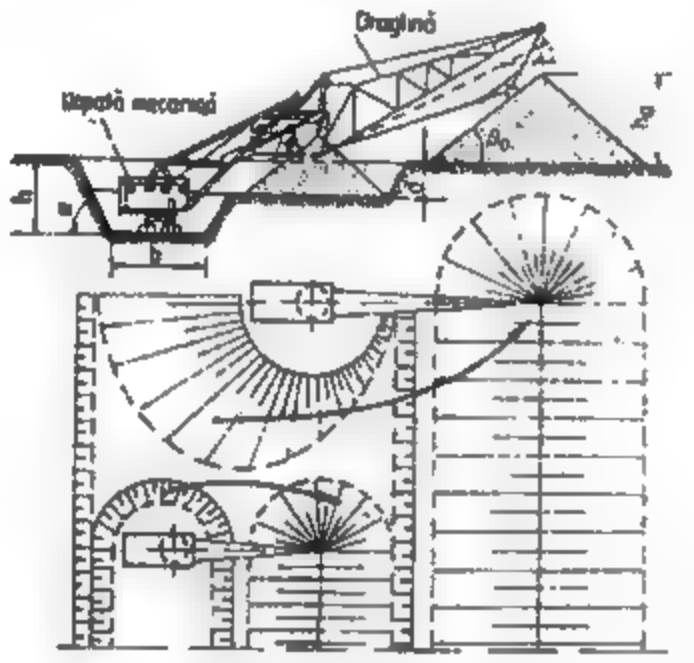
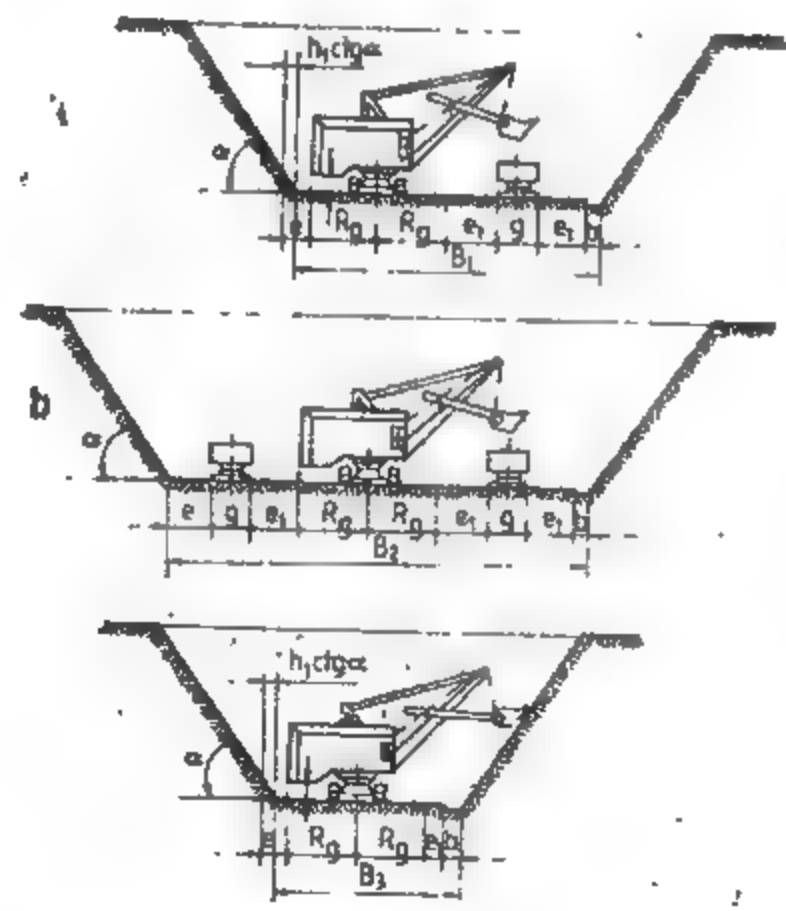
și parametrii geometrici ai acestora

Parametrii geometrici ai tranșelor	Semnificația notațiilor din desene și relații	Condiții de aplicare a metodei de săpare
	6	7
$a = b + 2h \operatorname{ctg} \alpha$ [m] (9.1) $l = a - R_{ex}$ [m] (9.2) $R_d > l + c + h_0 \operatorname{ctg} \beta_0$ [m] (9.3)	b — lățimea la vatră a tranșeei, m; a — lățimea la partea superioară, m; h — înălțimea tranșeei, m; h_0 — înălțimea tranșeei, m; h_0 — înălțimea materialului haldat, m; l — distanța de la centrul draglinei la bordura tranșeei, m; R_{ex} — raza de excavare, m; R_d — raza de descărcare, m; α — unghiul de taluz al pereților tranșeei, grade; β_0 — unghiul de taluz al materialului depozitat, grade; β — unghiul de taluz al versantului, grade; H_d — înălțimea de descărcare a utilajului, m; H_{ex} — adâncimea maximă de excavare, m; c — lățimea bermei de siguranță între bordura tranșeei și marginea materialului haldat ($c = 2-3$ m);	<p>Există posibilitatea depunerii întregului volum de rocă pe una sau pe ambele berme ale tranșeei fără a fi transportat și depozitat în halde. Rocile trebuie să fie stabile, iar utilajele folosite să aibă parametri de lucru mari.</p>
$h = \psi b$ [m] (9.4) $H_d \geq b \sqrt{\frac{K \cdot \psi \cdot \zeta}{2 \operatorname{ctg} \beta_0}}$ [m] (9.5) $H_d \geq H_a \operatorname{ctg} \beta_0 + b - R_{ex}$ [m] (9.6) $x = b + h \operatorname{ctg} \alpha$ [m] (9.7)		

1	2	3	4
		α) Săparea tranșeeilor de lățime mică cu utilizarea unei dragline.	
		β) Săparea tranșeeilor de lățime mare cu utilizarea a două dragline.	
		γ) Săparea tranșeeilor de lățime mare cu utilizarea unei singure dragline.	

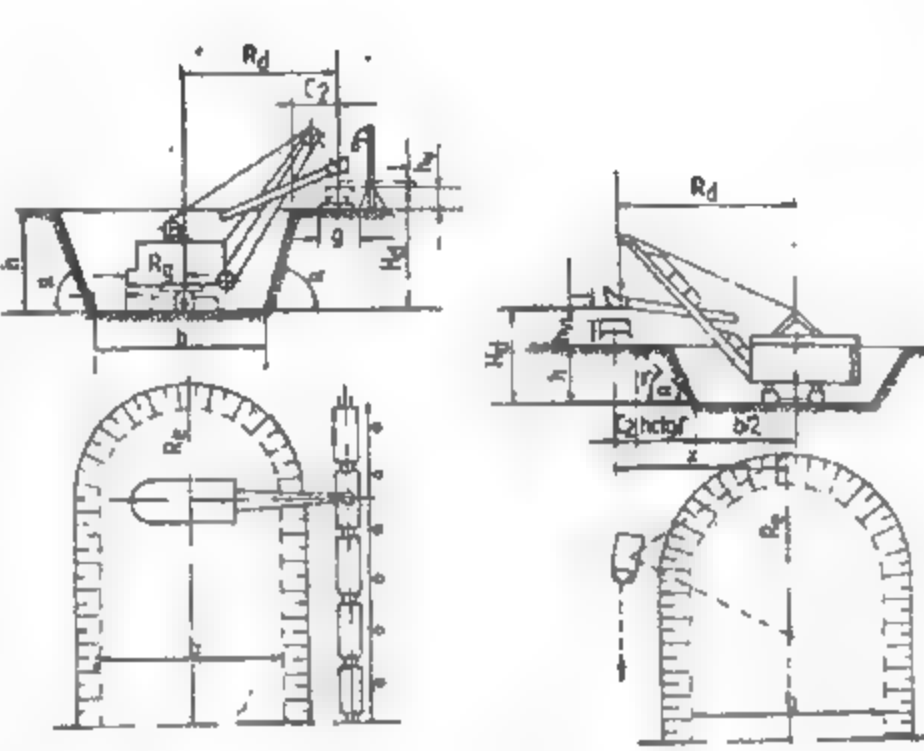
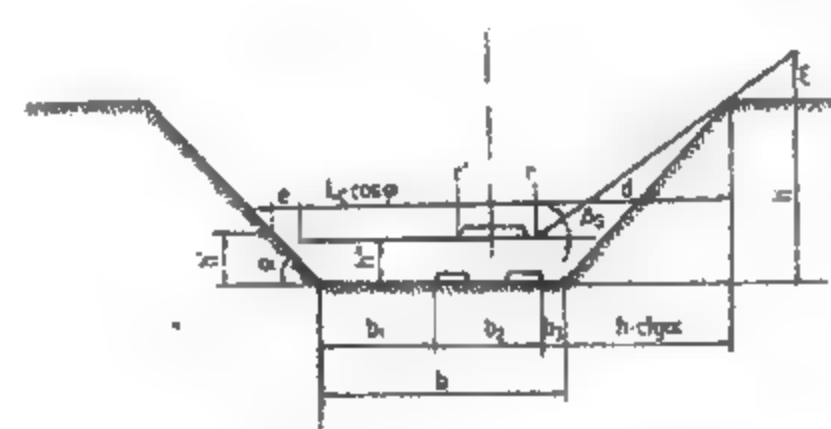
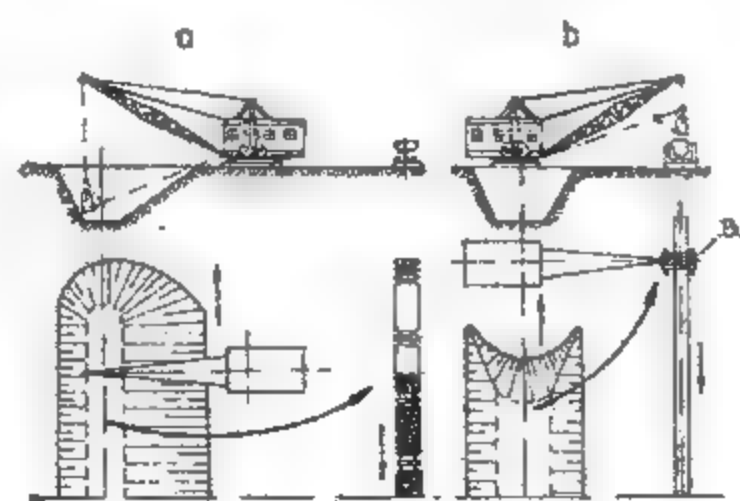
Tabelul XX.43 (continuare)

5	6	7
$h \leq H_{ex} \text{ [m]}$ (9.8) $b \leq \frac{2 V_0 - h^2 K \operatorname{ctg} \alpha}{h \cdot K} \text{ [m]}$ (9.9) $h_0 \leq H_d \text{ [m]}$ (9.10) $V_0 = \left(R_d - c - \frac{b}{2} - h \operatorname{ctg} \alpha \right)^2 \operatorname{tg} \beta_0 \text{ [m}^3 \text{]}$ (9.11) $R_d \geq \frac{b}{2} + h \operatorname{ctg} \alpha + c + h_0 \operatorname{ctg} \beta_0 \text{ [m]}$ (9.12)	V_0 — volumul materialului depozitat, m^3 ; K — coeficient de afanare $\psi = \frac{\sin \alpha \sin \beta}{\sin (\alpha - \beta)}$ $\zeta = \frac{\sin (\beta_0 - \beta)}{\sin (\beta_0 + \beta)}$ d — adâncimea tranșeei săpate cu draglina.	
<p>Se stabilesc relații asemănătoare cu (9.8) — (9.12). Distanța dintre axele excavatoarelor (d) poate fi maximă.</p>		

1	2	3	4
II Metode de săpare cu transportul rocilor excavate		d) Săparea cu utilizarea excavatorului lopată mecanică.	
		e) Săpare cu utilizarea a două excavatoare — unul draglină și altul lopată mecanică.	
	a. Săparea simultană pe întreaga secțiune a tranșeei	a) Săparea cu utilizarea excavatoarelor lopată mecanică și încărcarea inferioară în mijloace de transport feroviare	

Tabelul XX.43 (continuare)

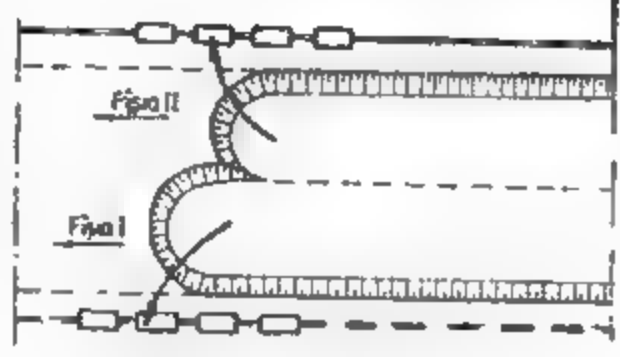
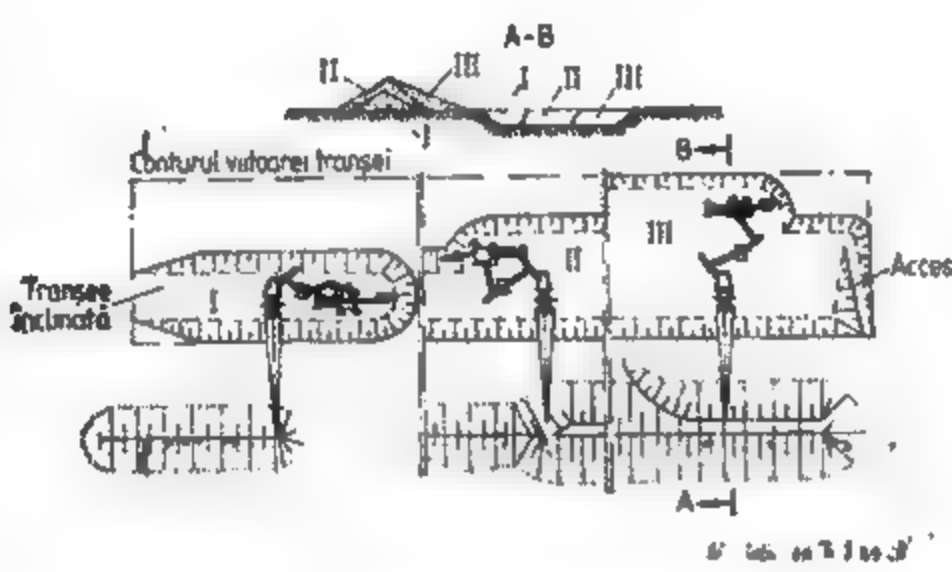
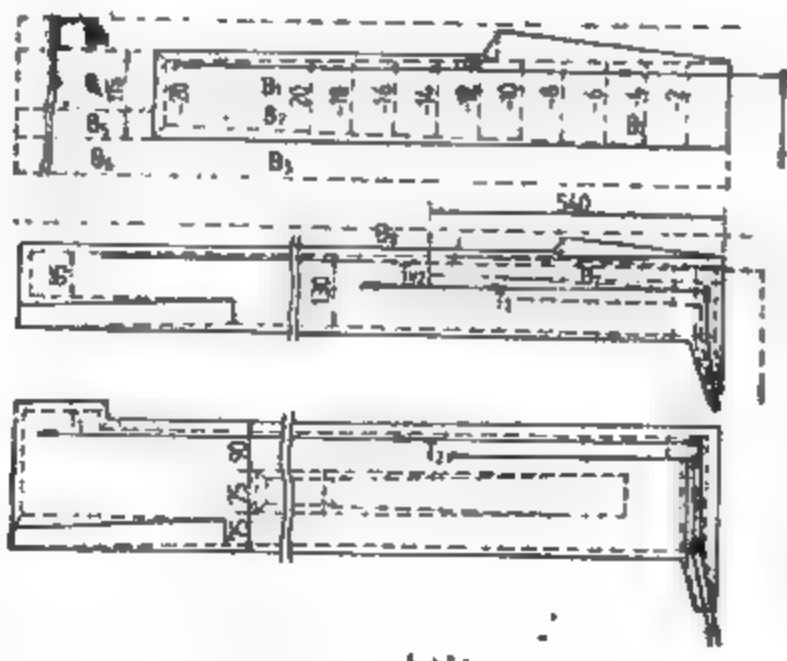
5	6	7
$H_d \geq h + h_0$ [m] (9.13) $R_d = \frac{b}{2} + h \operatorname{ctg} \alpha + c + h_0 \operatorname{ctg} \beta_0$ [m] (9.14)		
$H_d < h + h_0$ [m] (9.15) $H_d = h + h_0 - d$ [m] (9.16)		
Pentru o singură linie de transport și încărcare laterală: $B_1 = 2 R_g + e + 2e_1 + g + b - h_1 \operatorname{ctg} \alpha$ [m] (9.17) Pentru două linii de transport: $B_2 = 2 R_g + 3e_1 + 2g + e + b$ [m] (9.18) Pentru o singură linie de transport și încărcarea în spatele excavatorului: $B_3 = 2 R_g + e + e_1 + b - h_1 \operatorname{ctg} \alpha$ [m] (9.19)	R_g — raza de gabarit a excavatorului, m; e_1 — distanța de siguranță de la excavator la marginea vagonului și de la vagon la marginea canalului ($e_1 = 2-3$ m); c — distanța de siguranță între marginea excavatorului (abzetei) și taluz ($c = 2-3$ m); g — gabaritul căii de transport, m; b — lățimea canalului, m; h_1 — spațiul dintre cabina excavatorului și vatra tracșei, m;	Metoda se aplică la lățimi mici ale tranșeei, atât în cazul rocilor stincoase cât și a celor moi. Rocile moi se extrag direct cu excavatorul, iar cele stincoase prin lucrări de perforare-impuscare. La săparea tranșeei prevăzute cu o singură cale ferată productivitatea excavatoarelor este de numai 40—50%, iar la transportul cu două căi ferate, aceasta ajunge la 60—70% din productivitatea ce se poate obține cu aceleași excavatoare la descărcarea directă a

1	2	3	4
		δ) Săparea cu utilizarea excavatoarelor lopată mecanică și încărcarea superioară (în mijloace de transport feroviar și auto)	
		ε) Săparea cu utilizarea excavatoarelor cu acțiune continuă (cu rotor sau elindă), cu încărcare superioară și transport feroviar, cu bandă sau cu instalație de format haldă (abzețer)	
		ζ) Săparea cu utilizarea draglinelor și încărcare superioară în mijloace de transport	

Tabelul XX.43 (continuare)

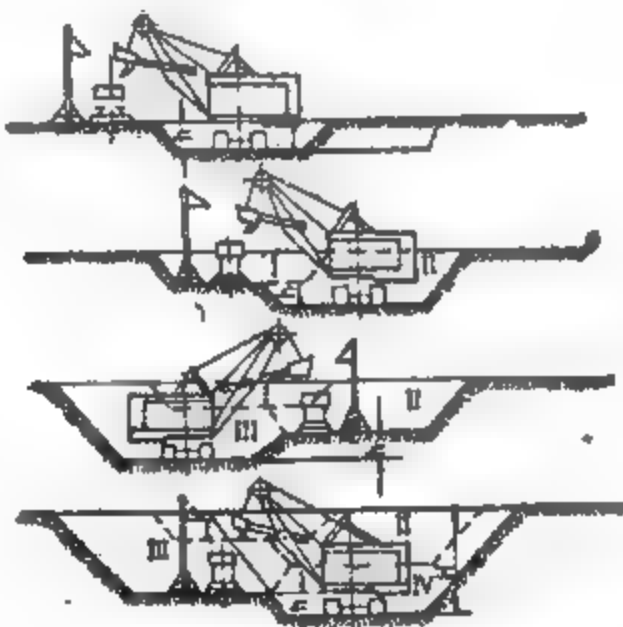
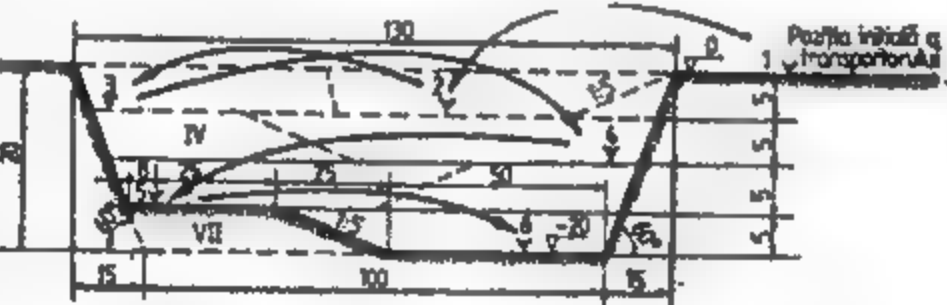
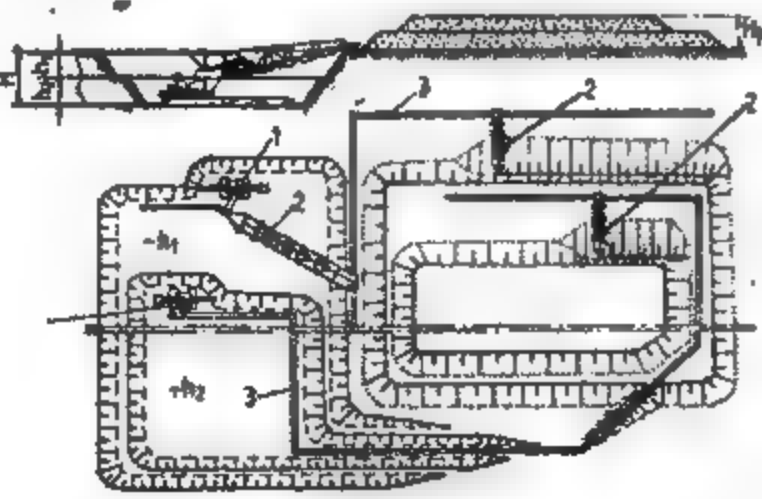
5	6	7
<p>Pentru transport feroviar :</p> $b = 2R_d - 2(c_1 + h \operatorname{ctg} \alpha) \text{ [m]} \quad (9.23)$ $H_{d \max} \geq h + h_v + l \text{ [m]} \quad (9.24)$ <p>Pentru transport auto :</p> $b = 2R_d - 2(c_2 + h \operatorname{ctg} \gamma) \text{ [m]} \quad (9.25)$ $b = 2 R_{e \min} \text{ [m]} \quad (9.26)$ <p>În cazul folosirii instalațiilor de haldare :</p> $b = b_1 + b_2 + b_3 \text{ [m]} \quad (9.27)$ $b_1 = r' + L_c \cos \varphi + e - h' \operatorname{ctg} \alpha - 0,5 b_2 \quad (9.28)$ $b_2 = \text{lățimea căii de rulare a abzețerului}$ $b_3 = d + r - 0,5 b_2 - h \operatorname{ctg} \alpha \text{ [m]} \quad (9.29)$ $d = (h - h'' + e) \operatorname{ctg} \beta_s \text{ [m]} \quad (9.30)$	<p>r' — distanța între axa de rotire a abzețerului și cea a brațului de preluare, m;</p> <p>L_c — lungimea brațului de preluare, m;</p> <p>φ — unghiul de rotire în plan al brațului, grade;</p> <p>h' — distanța maximă a brațului de preluare, față de vatra tranșeei, m;</p> <p>r — distanța între axa de rotire a abzețerului și cea a brațului de descărcare, m;</p> <p>h'' — înălțimea de prindere a brațului de descărcare, m;</p> <p>e — distanța de siguranță dintre bordura superioară a tranșeei și brațului de descărcare ($e = 0,5 - 1 \text{ m}$);</p> <p>e_1 — distanța de aruncare (pe orizontală) a rocilor, m;</p> <p>β_s — unghiul maxim de înclinare a brațului de descărcare, grade;</p>	<p>În cazul acestei variante de săpare sint utilizate excavatoare cu parametri mari de funcționare și se aplică în special la extragerea rocilor de tărie medie sau mare prin lucrări de perforare-împușcare.</p> <p>Varianta de săpare cu încărcarea superioară a rocii prezintă avantajul nedescompunerii terenului în cazul transportului feroviar, și deci, scurtării ciclului de lucru.</p> <p>Draglinele întrebuințate pentru săpare după această variantă au cupa de 4—6 m³. Când transportul se face cu transportoare, draglina încarcă într-un buncăr a cărui capacitate este de 3—5 ori mai mare decât aceea a cupei.</p>

Metode de săpare cu transportul rocilor excavate

1	2	3	4
	a) Săparea cu utilizarea excavatoarelor cu acțiune intermitentă și încărcarea superioară în mijloace de transport		
	b) Săparea cu utilizarea excavatoarelor cu acțiune continuă și a instalațiilor de format halde		
	c) Săparea cu utilizarea excavatoarelor cu acțiune continuă și transportul materialului rezultat cu transportoare cu bandă montate la nivelul de vehiculare al excavatorului		

Tabelul XX.43 (continuare)

5	6	7
$l_f \leq 2 R_e$ [m] (9.31)	l_f — lățimea fișiei, m; R_e — raza de excavare, m.	Lățime mare și adâncime mică a tranșeelor.
		Materialul rezultat de la săpare este depus, cu ajutorul transbordoului cu braț în consolă, într-o haldă amplasată pe una din bermele tranșeei. În faza inițială se sapă o tranșee înclinată și apoi se trece la săparea tranșeei pioniere — I. După săparea tranșeei pioniere se trece la lărgirea prin intrinduri a tranșeei, până la profilul final.
		Metoda este aplicată la săparea lucrărilor miniere în carierele din Oltenia. Ca utilaje sunt întrebuințate excavatoare cu braț și cupe tăietoare de tipul Sch-Rs-1800-7 transportoare cu bandă cu covor de cauciuc, mașini de haldat de tipul Rs B 1800/50+90 și A, Rs B 4400. Metoda prezintă următoarele avantaje:

1	2	3	4
Metode de săpare cu transportul rocilor excavate	e. Săparea prin intrinduri amplasate în două sau mai multe felii.		
		α) Săparea cu utilizarea excavatoarelor cu acțiune intermitentă și transport pe cale ferată sau auto	
		β) Săparea cu utilizarea excavatoarelor cu rotor și cupe tăietoare și transportul cu transportoare cu bandă	
		γ) Săparea cu utilizarea excavatoarelor cu acțiune continuă, transbordarea și transportul sterilului cu transportoare cu bandă montate pe sol: 1 — excavator; 2 — instalație de format halde; 3 — transportoare magistrale	

Tabelul XX.43 (continuare)

5	6	7
		productivitate ridicată a utilajelor din fluxul tehnologic; simplitate în execuție; durată minimă de execuție a deschiderii; valorificarea substanței minerale utile de la început, odată cu excavarea treptei în care este cantonală.
		Tranșee de lățime și adâncime mare. Varianta se aplică cel mai mult la săparea tranșeeelor în roci de tărie mare, prin lucrări de perforare-împușcare.
		Varianta se aplică la săparea tranșeeelor în roci de tărie mică.
		Varianta se aplică la săparea tranșeeelor orizontale cu adâncimea de până la 70 m și lățimea până la 100 m.

10. LUCRĂRI DE PREGĂTIRE ȘI DEPLASAREA INTRÎNDURILOR ÎN CARIERE

10.1. LUCRĂRI DE PREGĂTIRE

După executarea lucrărilor principale de deschidere a cimpului de exploatare la zi, se trece la săparea tranșelor de pregătire, din care apoi se începe extragerea masivului de roci sterile și substanțe minerale utile, pe diverse orizonturi ale carierei.

Tranșeele de pregătire se sapă după una din metodele de săpare cu transportul rocilor, au talpa orizontală sau ușor înclinată și străbat cimpul minier după o direcție bine stabilită.

În funcție de amplasarea tranșelor de deschidere (1) față de cimpul de exploatare la zi și a tranșelor de pregătire (2) în cimpul de exploatare și față de cele de deschidere se deosebesc mai multe sisteme și variante de pregătire și amenajare a fronturilor de lucru în cariere, prezentate în tabelul XX 44.

Pentru a putea aprecia în mod just avantajele și dezavantajele diferitelor sisteme de pregătire și amenajare a fronturilor de lucru, precum și pentru a putea găsi sistemul cel mai bun care corespunde situației reale și factorilor concreți de exploatare, este necesar să se compare între ele mai multe variante posibile, pe baza unui calcul tehnico-economic, ținându-se seama de volumul lucrărilor de pregătire necesare de realizat, de lungimea fronturilor de extragere, de posibilitatea deschiderii unor fronturi suplimentare de lucru și de distanțele de transport. Se va alege pentru aplicare varianta care oferă cele mai multe avantaje tehnice și economice.

10.2. DEPLASAREA INTRÎNDURILOR

Roca sterilă și substanța minerală utilă din treaptă se extrage prin intrinduri, pornite la început din tranșeele de pregătire, iar apoi din intrindurile corespunzătoare exploatare.

Intrindurile de atac sînt fișii paralele prin a căror extragere se exploatează treapta.

Lățimea intervalului de atac corespunde unui front de abataj sau de lucru și depinde, în general, de procedeul de extragere și utilajul folosit. Suma intrindurilor de atac este egală cu lățimea treptei (fig. XX.96).

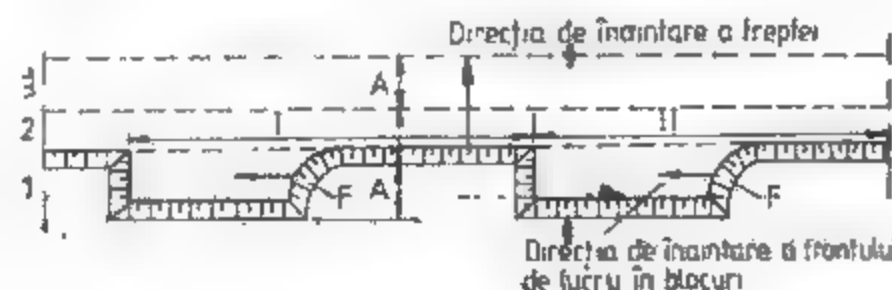


Fig. XX.96. Împărțirea treptei în intrinduri de atac și blocuri:

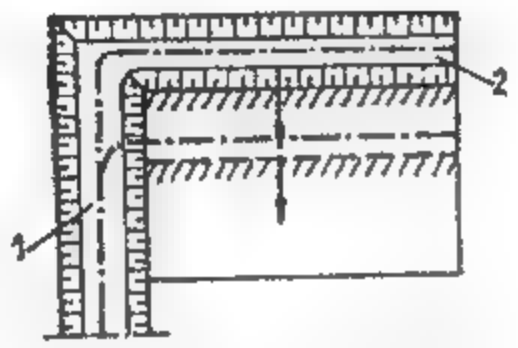
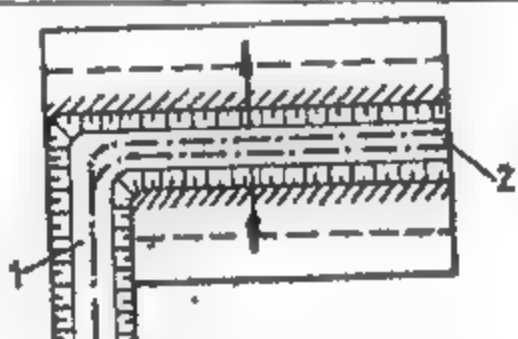
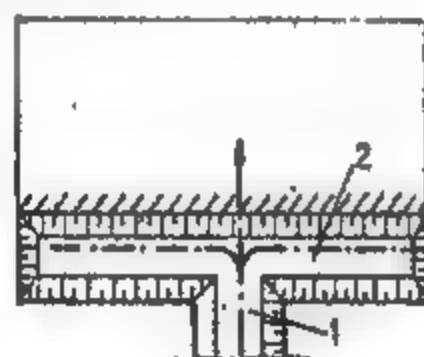
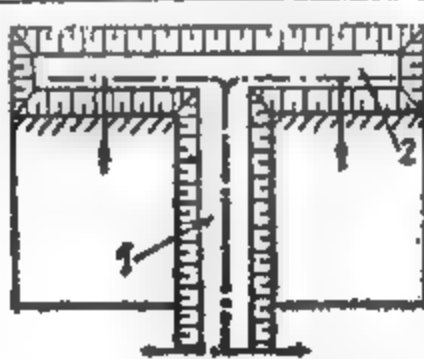
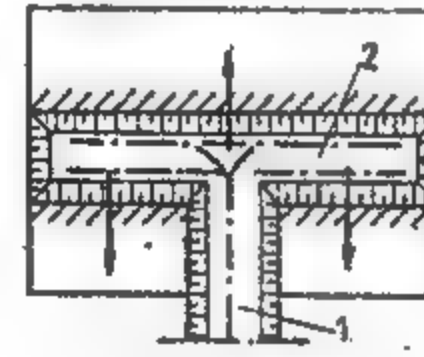
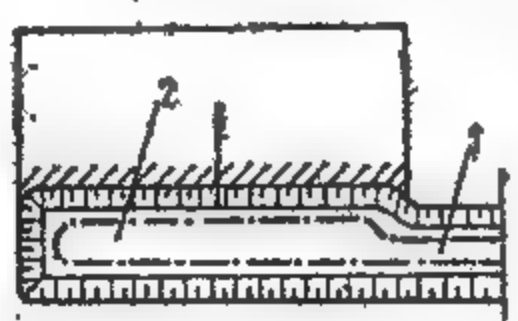
1, 2, 3 — intrinduri de atac; I, II — blocuri; F — front de lucru în bloc.

Tabelul XX.44

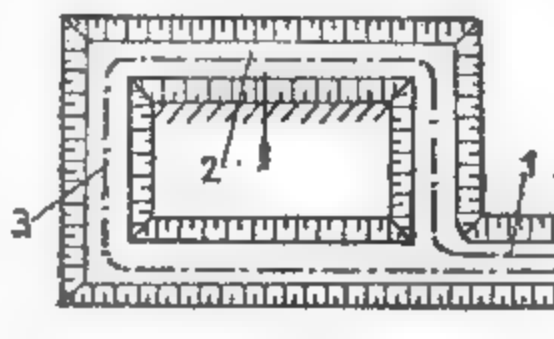
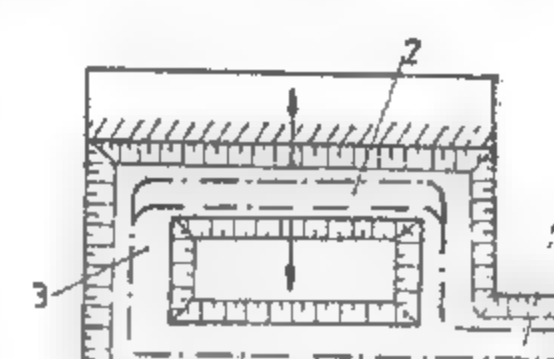
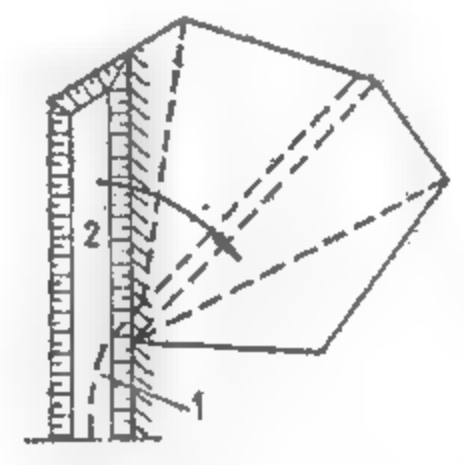
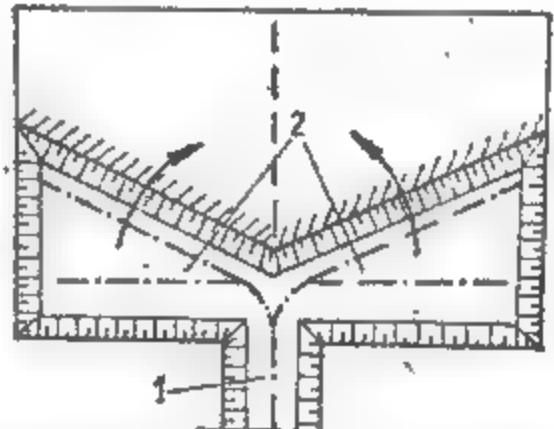
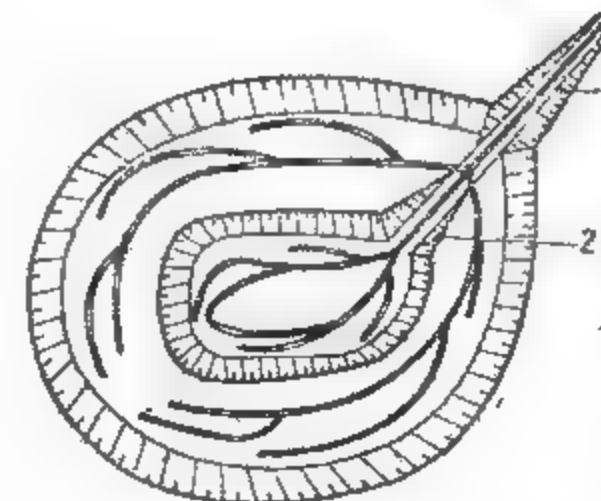
Sisteme și variante de pregătire aplicate în exploatarea la zi

Sistemul de pregătire	Varianta de pregătire	Reprezentarea schematică a variantei de pregătire	Caracteristici, condiții de aplicare, avantaje și dezavantaje ale variantelor de pregătire
Sistemul în paralel	Cu un front		Tranșeea de pregătire (2) se sapă în prelungirea celei de deschidere (1), iar frontul de lucru se deplasează paralel cu el însuși, după o direcție normală pe tranșeea de pregătire. Sistemul se aplică la zăcăminte dezvoltate deasupra reliefului terenului înconjurător și la zăcăminte orizontale sau ușor înclinate dezvoltate la mică adâncime, sub nivelul terenului înconjurător. Avantaje: volum mic al lucrărilor de pregătire și posibilitatea mării producției prin folosirea simultană a mai multor excavatoare. Dezavantaje: mărirea lungimii căilor de transport pe măsura înaintării fronturilor de lucru și exploatarea intrindurilor.
	Cu două fronturi		
Sistemul în L	Cu deplasarea frontului în avans		Tranșeea de pregătire se sapă perpendicular pe tranșeea de deschidere sau pe prelungirea acesteia, frontul de lucru deplasându-se, de asemenea, paralel cu el însuși, până la epuizarea cimpului de exploatare la zi.

Tabelul XX.44 (continuare)

1	2	3	4
Sistemul în T	Cu deplasarea frontului în retragere		Sistemul se aplică în cazul unui relief depresionar și a unei coperte de grosime mică a zăcămintului.
	Cu două fronturi		
	Cu deplasarea frontului în avans		Tranșeea de deschidere este amplasată la mijlocul cimpului de exploatare, iar tranșeea de pregătire este situată în cimpul de exploatare, perpendicular pe tranșeea de deschidere sau pe prelungirea acesteia. Sistemul se aplică în aceleași condiții ca și sistemul în L, dar are avantajul creării unui număr mai mare de puncte de extragere.
	Cu deplasarea frontului în retragere		
Sistemul cu transport în circuit	Cu două fronturi		
	Cu deplasarea frontului în avans		Tranșeea de pregătire se sapă întotdeauna în prelungirea celei de deschidere, în lungul uneia din laturile mari ale cimpului de exploatare la zi. Tranșeea de pregătire se sapă cu o asemenea

Tabelul XX.44 (continuare)

1	2	3	4
Sistemul în evantai	Cu deplasarea frontului în retragere		lățime încît să permită amenajarea unui drum dublu de transport, care să deservescă frontul în circuit închis. Sistemul se aplică la zăcăminte mamelonare sau cînd în cîmpul minier există o zonă depresionară. Avantaje: în caz de necesitate se pot amenaja fronturi suplimentare de lucru din tranșeele de comunicație 3.
	Cu două fronturi		
	Cu front simplu		Tranșeea de pregătire se sapă, de regulă, în lungul unei laturi și în prelungirea tranșeei de deschidere. Frontul de lucru se rotește în jurul unui punct fix. Sistemul se aplică la zăcăminte cu dezvoltare neregulată care impun cîmpuri de exploatare, în general, de formă poligonală. Sistemul se poate aplica și în cazul unui cîmp de exploatare dreptunghiular creîndu-se două fronturi de exploatare.
	Cu front dublu		
Sistemul înelar	—		Tranșeea de pregătire se sapă radial, pornind de la tranșeea sau planul înclinat de deschidere. Sistemul se aplică la zăcăminte cu forme neregulate și reduse ca întindere. Avantaje: condiții bune de transport și posibilitatea exploatarei simultane a unor fronturi lungi.

Deci, prin realizarea lucrărilor de extragere poziția fronturilor de lucru și a intrindurilor din treaptă se schimbă. Se spune că fronturile de lucru și intrindurile se deplasează sau înaintează.

La stabilirea direcției deplasării intrindurilor în raport cu tranșeele de pregătire se ține seama, în general, de următoarele: configurația terenului; poziția căilor de acces; forma și dimensiunile cimpului minier; cantitatea de material ce trebuie să se livreze; mijloacele de transport de care se dispune; înclinarea zăcămintului și condițiile de drenaj ale acestuia; modificarea grosimii descoperței și a zăcămintului etc.

La determinarea limitelor în plan a unui cimp de exploatare la zi se va căuta să i se atribuie acestuia o formă cât mai regulată și dimensiuni care să poată asigura o bună folosire a utilajului principal cu care va fi dotată cariera. Prin formă regulată a cimpului carierei se înțelege o formă care determină, în cea mai mare măsură, păstrarea unei lungimi constante a frontului de lucru al carierei. O mare însemnătate va avea în acest caz amplasarea tranșeei principale, care determină poziția OA a tranșeei de pregătire și a frontului de lucru, precum și metoda de deplasare a acestuia din urmă. După cum se constată din fig. XX.97, la o anumită configurație a cimpului

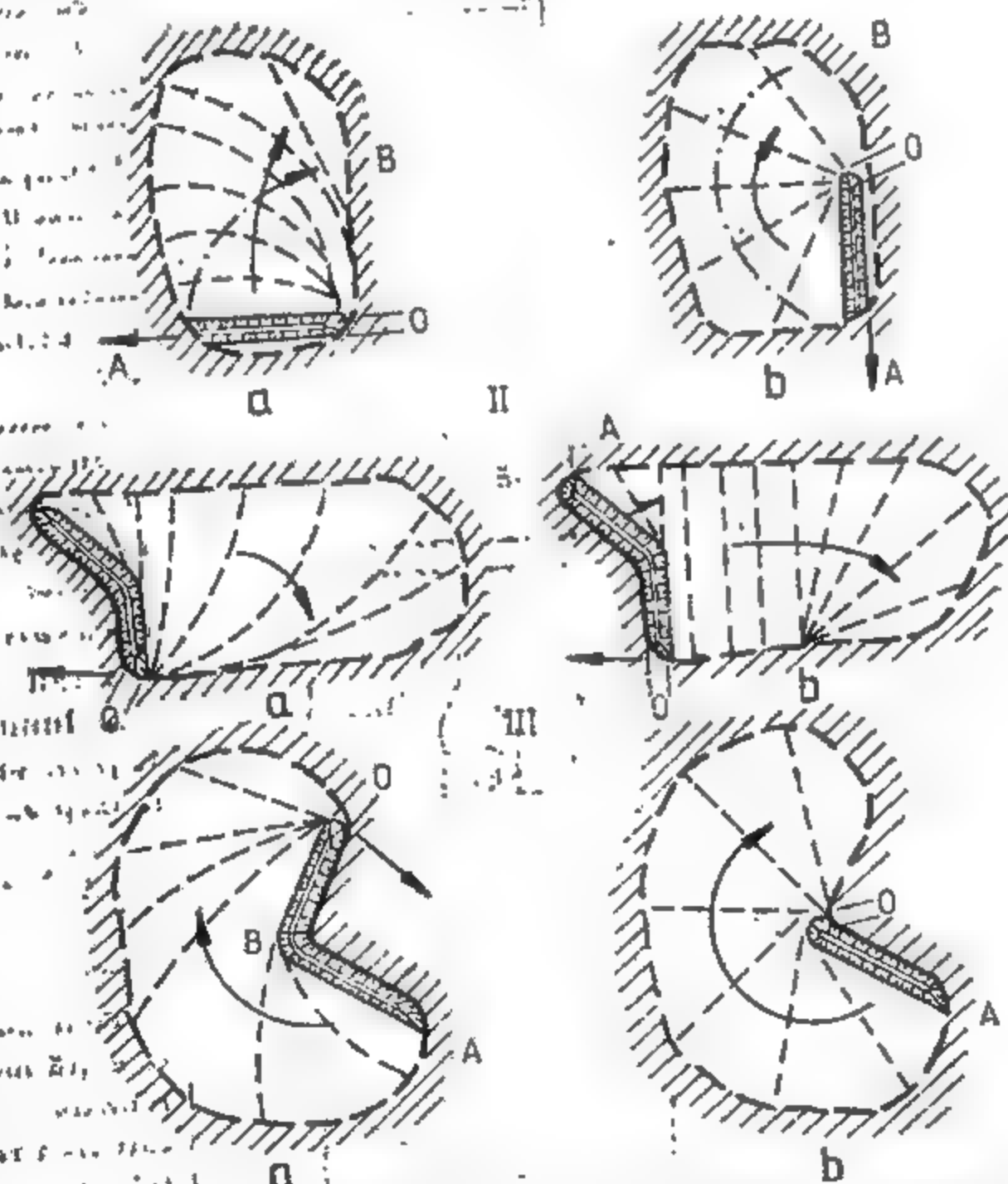


Fig. XX.97. Configurații ale cimpurilor de exploatare la zi și amplasări ale tranșeei de pregătire:

I, II, III — diferite configurații ale cimpurilor de exploatare la zi; a — exemple de amplasări greșite ale tranșeei de pregătire; b — exemple de amplasări corecte ale tranșeei de pregătire.

carierei pot fi obținute rezultate diferite, favorabile și nefavorabile, în funcție de amplasarea tranșeei de pregătire.

Așa după cum s-a văzut mai înainte, deplasarea în plan a intrindurilor se poate efectua după trei metode de bază: metoda de deplasare în paralel; metoda de deplasare în evantai și metoda de deplasare mixtă (fig. XX.98).

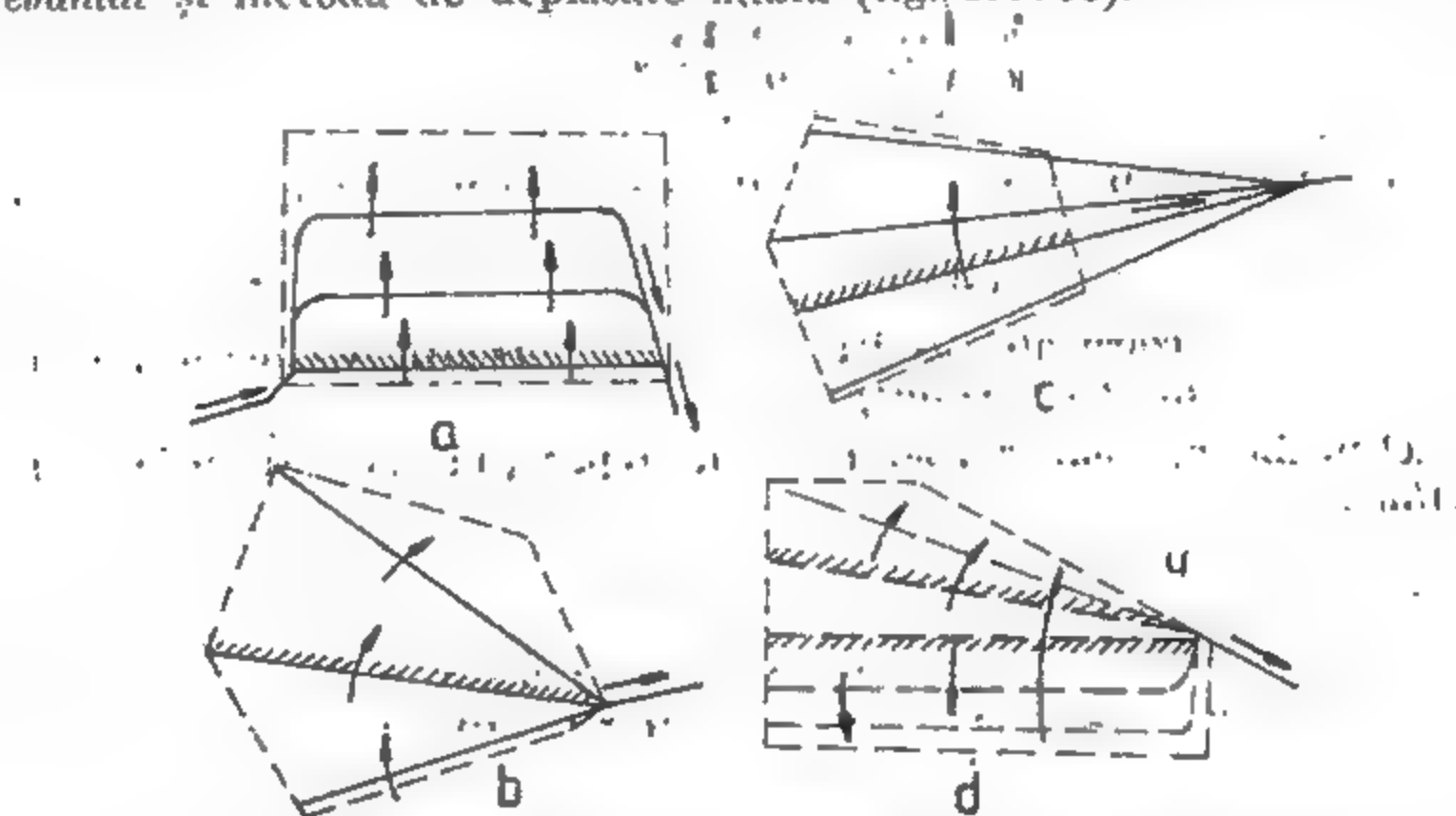


Fig. XX.98. Metode de deplasare a intrindurilor:

a — în paralel; b și c — în evantai; d — mixtă.

Metoda de deplasare în paralel (fig. XX.98, a). Această metodă are următoarele caracteristici: lățimea și lungimea intrindurilor este constantă pe toată durata exploatarei, ceea ce asigură o producție uniformă și constantă; bermele de lucru au forma dreptunghiulară, ceea ce creează condiții favorabile amplasării și funcționării utilajelor; punctele de racordare la liniile principale de circulație se modifică la fiecare nou intrind, ceea ce constituie un mare dezavantaj al metodei în cazul transportului feroviar.

Metoda de deplasare în evantai (fig. XX.98, b). Această metodă prezintă următoarele caracteristici: lățimea și lungimea intrindului nu este constantă, ceea ce face ca producția să fie variabilă; bermele au formă triunghiulară sau trapezoidală, ceea ce nu oferă condiții prielnice pentru funcționarea utilajelor și organizarea transportului; accesul în exploatare este posibil numai printr-un singur punct — punctul în jurul căruia se rotește frontul; racordarea liniilor sau drumurilor de transport se face într-un singur punct, ceea ce constituie marele avantaj al metodei.

Din cauza dezavantajului esențial al acestei metode de înaintare — modificarea lățimii și lungimii intrindurilor care complică organizarea și tehnica executării lucrărilor de extragere, metoda se aplică mai rar și îndeosebi atunci când se folosesc excavatoare cu lanț cu cupe. Metoda poate fi îmbunătățită prin scoaterea centrului de rotație în afara perimetrului de exploatare (fig. 98, c). Astfel se creează avantajul că instalațiile se pot grupa concentrice în jurul punctului de rotație, iar lungimea drumurilor de transport rămâne aproximativ constantă în tot timpul exploatarei.

Deplasarea mixtă (fig. XX.98, d). Aceasta este o combinație a celor două metode anterioare, prezentând avantajele și dezavantajele comune acestora.

Metoda generală utilizată în exploatarea la zi este metoda cu deplasarea paralelă a intrindurilor.

10.3. DISPUNEREA FRONTURILOR DE LUCRU ÎN CARIERE

O însemnătate deosebită în exploatarea la zi pentru desfășurarea proceselor tehnologice o are dispunerea fronturilor de lucru.

La exploatarea rocilor umede de tărie mică cu ajutorul unor tehnologii în flux continuu, se recomandă dispunerea sau orientarea fronturilor de lucru spre sud, sud-est sau est. Prin aceasta se obține uscarea naturală a taluzelor treptelor, care joacă în

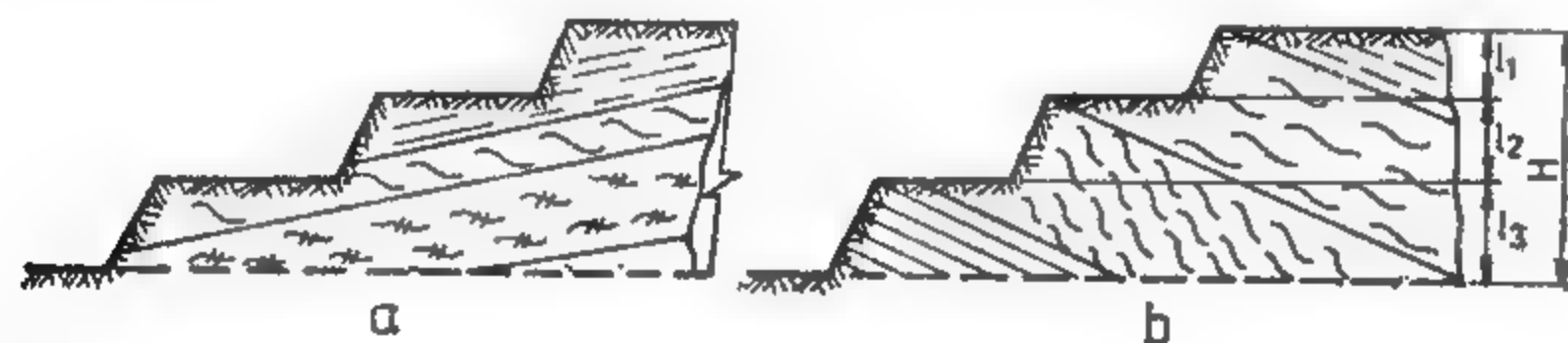


Fig. XX.99. Amplasarea treptelor în cariere în funcție de stratificația rocilor:
a — amplasarea greșită; b — amplasarea corectă.

acest caz rolul de fronturi de lucru. Rocile uscate se excavează și se transportă mai ușor cu transportoare cu bandă; de asemenea, ele se descarcă mai bine în halde și dau o stabilitate mai mare acestora.

Contrar celor de mai sus, la exploatarea rocilor uscate de culoare deschisă, cum ar fi de exemplu creta, este de preferat ca fronturile de lucru să fie orientate spre nord, nord-vest sau vest, deoarece la orientarea frontului spre soare, temperatura din timpul verii îngreunează desfășurarea normală a operațiilor din fronturile de lucru.

La exploatarea zăcămintelor stratiforme înclinate, pentru a avea asigurată stabilitatea treptelor individuale și a sistemului de trepte, se recomandă ca orientarea și înaintarea taluzului frontului de lucru să fie făcută astfel, încât stratele să încline spre interiorul masivului (fig. XX.99). Dacă operațiile de extragere nu se pot executa în direcție inversă înclinării stratelor, atunci acestea trebuie executate transversal pe direcția zăcămintului sau într-o direcție apropiată de aceasta.

10.4. DIMENSIUNILE ȘI NUMĂRUL BLOCURILOR

De cele mai multe ori intrindurile se împart pe lungime în blocuri care se exploatează prin mijloace independente de extragere și încărcare (fig. XX.96).

Lungimea și numărul blocurilor în care se împart intrindurile și respectiv treptele din exploatarea la zi sunt determinate de condițiile de prezentare ale zăcămintului, de înălțimea treptelor, de utilajul folosit la extragere și de mijloacele de transport întrebuintate.

Dacă substanța minerală utilă se clasează pe sorturi, ceea ce este cazul mai ales la exploatarea la zi de minereuri, blocurile se separă adesea după indicii sorturilor de minereu și în acest caz numărul și respectiv lungimea blocurilor variază după numărul sortimentelor calitative ce se extrag.

Numărul blocurilor admisibile pe o treaptă, la folosirea transportului feroviar, nu depășește de obicei 3, din cauza dificultăților care apar la manevrarea garniturilor de vagoane pe bermele de lucru. La folosirea transportului auto care se manevrează mult mai ușor pe bermele și în fronturile de lucru, numărul de blocuri pe o treaptă crește și poate ajunge la 5—6. La folosirea transportoarelor cu bandă, numărul blocurilor este condiționat de lungimea lor și respectiv de lungimea treptei.

Lungimea obișnuită a unui bloc este de: 400—600 m pentru transportul pe cale ferată și 200—300 m în cazul transportului auto. Când transportul se face cu transportoare cu bandă și extragerea cu excavatoare cu acțiune continuă, lungimea blocului este, de obicei, egală cu lungimea intrindului.

Lungimea minimă a blocului se poate determina cu ajutorul unor relații analitice, având la bază felul transportului întrebuintat în carieră.

— În cazul transportului în carieră pe cale ferată, lungimea minimă a unui bloc se determină cu relația:

$$L_{b \min} = \frac{60 \cdot t_{zt} \cdot T}{A \cdot h} \cdot q \cdot n \cdot \eta_e \cdot \eta_0 \quad [m] \quad (10.1)$$

în care: t_{zt} este numărul orelor de lucru ale excavatorului într-o zi, h;

T — numărul de zile lucrătoare dintr-o lună, zile;

h — înălțimea treptei, m;

A — lățimea intrindului, m;

q — volumul cupei excavatorului, m³;

n — numărul ciclurilor de încărcare pe minut ale excavatorului, min⁻¹;

η_e — coeficient de extragere;

$\eta_0 = 0,65-0,7$ coeficient de asigurare a frontului de lucru cu garnituri de vagoane goale.

— În cazul transportului auto în carieră lungimea minimă a unui bloc se calculează cu relația:

$$L_{b \min} = \frac{n \cdot n_{sch} \cdot T \cdot Q_{sch}}{A \cdot h} \quad [m] \quad (10.2)$$

în care: n este numărul porțiunilor din bloc forate și împușcate;

n_{sch} — numărul schimburilor, sch/zi;

T — numărul zilelor în care se extrage partea împușcată din bloc;

Q_{sch} — productivitatea de exploatare a excavatorului, m³/sch;

A — lățimea intrindului, m;

h — înălțimea treptei, m.

În funcție de lungimea blocului L_b , producția blocului q_b , producția carierei Q și lungimea L a acesteia, numărul necesar de trepte care trebuie să se extragă simultan se determină cu relația:

$$m = \frac{Q \cdot L_b}{q_b \cdot L} \quad (10.3)$$

— În cazul transportului cu benzi în carieră se pune problema calculului lungimii fronturilor de lucru la descoperțare și la haldare. Acesta se face pe considerente eco-

nomice, recomandându-se folosirea următoarei relații pentru calculul lungimii frontului la descoperire:

$$L_{fr} = \sqrt{\frac{C_1 + \frac{C_2}{2} + C_3}{H_d \cdot B}} \quad (10.4)$$

în care: C_1 — reprezintă cheltuielile cu amortizarea lucrărilor miniere capitale de acces de la suprafață la cota orizontului de descoperire, de toată durata exploatării acestui orizont, lei;

C_2 — costul amortizării aferent transportului în frontul de lucru a 1 m³ de rocă la distanța de 1 m, lei/m³;

C_3 — cheltuielile cu materialele, energia, reparațiile și retribuția personalului, lei/m³;

H_d — grosimea copertei, m;

B — lățimea cimpului carierei, m.

Pentru determinarea lungimii raționale a frontului de haldă se poate aplica, de asemenea, relația (10.4), în care, în costul amortizării utilajelor staționare sunt incluse cheltuielile cu banda magistrală și cea înclinată și cheltuielile cu construcția haldei înaintașe.

Pentru asigurarea continuității lucrărilor, la extragerea rocilor tari prin lucrări de perforare-împușcare, blocurile se împart de obicei în trei părți (fig. XX.100): în prima parte — I — se execută încărcarea rocii, în partea a doua — II — materialul este împușcat și se găsește în rezervă pentru a fi încărcat, iar în partea — III — se face gaurile în vederea încărcării lor cu exploziv și împușcării.

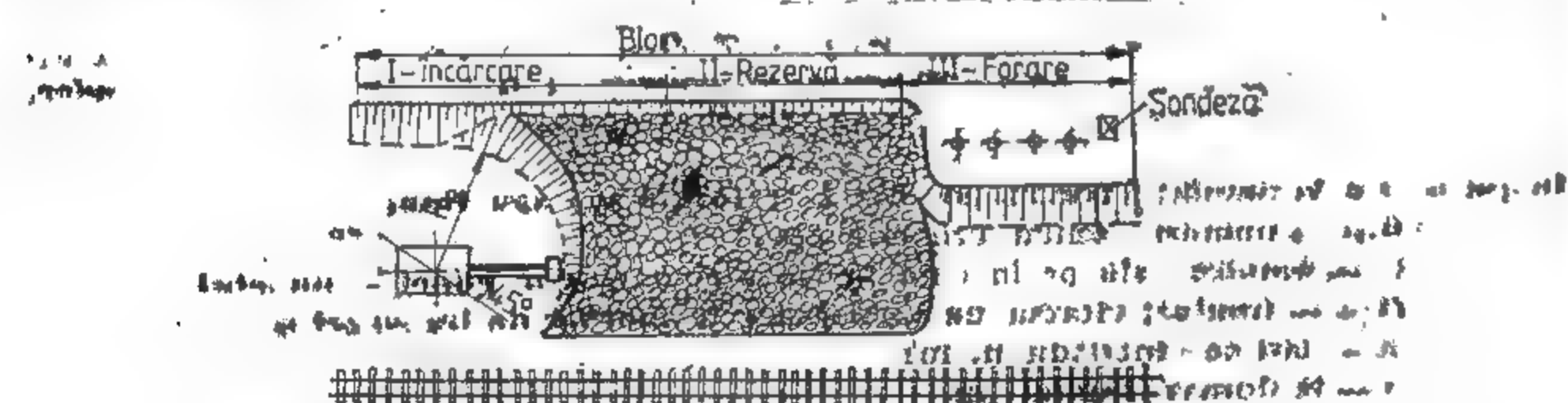


Fig. XX.100. Împărțirea blocului pentru asigurarea continuității lucrării.

Într-un bloc trebuie să existe o cantitate totală de material împușcat care să asigure funcționarea excavatorului pe o durată de 3—10 zile, în decursul căreia nu se ajunge la aglomerarea și cimentarea materialului afinat.

Independența activității în fronturile de lucru ale blocurilor vecine se obține prin asigurarea continuității lucrărilor între blocuri și prin coordonarea direcției de exploatare a acestora.

Viteza de înaintare a frontului de extragere situat în locul treptei (fig. XX.101) la o producție de Q (m³/24 h), este dată de relația:

$$v_0 = \frac{Q}{A \cdot h} \quad [\text{m}/24 \text{ h}] \quad (10.5)$$

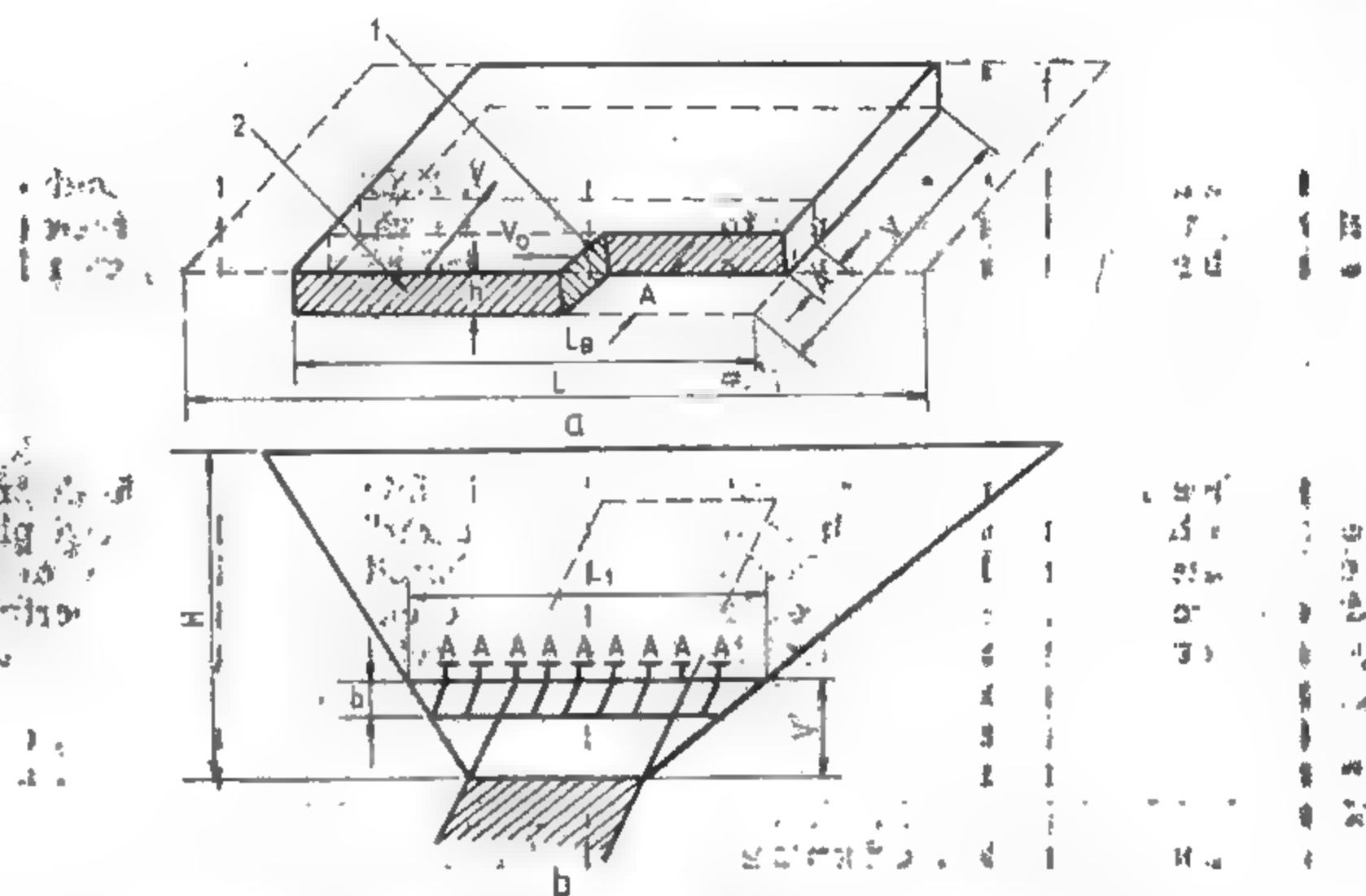


Fig. XX.101. Înaintarea fronturilor de extragere și a taluzului treptei:

a — zăcămintele orizontale și de adâncime mică; b — zăcămintele de înclinare mare; 1 — front de extragere; 2 — taluzul treptei.

Înaintarea frontului de extragere se măsoară după direcția treptei, conform celor arătate în fig. XX.101, a. Înaintarea reală a fronturilor de extragere din blocuri variază de la câțiva metri până la mai mulți zeci de metri în 24 ore.

Înaintarea taluzului treptei se măsoară transversal pe direcția treptei (fig. XX.101, a). Pentru fronturile de extragere situate pe taluz, direcția deplasării lor coincide cu direcția de deplasare a taluzului treptei.

Viteza de deplasare a taluzului treptei este un parametru extrem de important, depinzând mai ales de condițiile naturale de prezentare a zăcămintului, de tipul de mecanizare și de transport, precum și de organizarea lucrului. Indicii normali au valori de la 50—150 până la 200—250, iar în unele cazuri, până la 400—500 m/an. Indicii mai mici de înaintare ai taluzului se referă la exploatarea la zi adânci, la care sunt folosite excavatoarele cu o singură cupă și transportul feroviar, mai ales în roci stincoase și semistincoase; indicii mai mari se referă în special la exploatarea la zi de adâncime medie, în care sunt folosite excavatoarele cu mai multe cupe, transportul feroviar sau podurile de transport la haldă; indicii maximi caracterizează mai ales exploa-

tările la zi de mică adâncime, la care sînt folosite transportul auto și transportoarele cu bandă la executarea lucrărilor miniere, în condiții geologo-miniere din cele mai ușoare.

Productivitatea excavatoarelor, Q_{ex} (m^3/an), la o înălțime a treptei h (m) determină suprafața $l \cdot v$ [m^2] exploatată pe an, unde l (m) este lungimea blocului sau carierei și v (m) este înaintarea anuală a taluzului treptei, perpendiculară pe direcția treptei (fig. XX.101, a).

Prin urmare:

$$Q_{ex} = l \cdot v \cdot h \text{ [m}^3\text{/an]} \text{ sau } v = \frac{Q_{ex}}{l \cdot h} \text{ [m/an]} \quad (10.6)$$

În cazul zăcămintelor de înclinare mare și medie (fig. XX.101, b), cunoscîndu-se durata de activitate a carierei T și adâncimea totală pînă la care va merge exploatarea la zi H , se poate determina viteza de coborîre anuală a lucrărilor în adâncime, cu relația:

$$v' = \frac{H}{T} \text{ [m]} \quad (10.7)$$

Coborîrea reală a lucrărilor în adâncime variază între 5—10 și 15—20 m/an. În aceleași condiții de exploatare, viteza de coborîre a lucrărilor în adâncime depinde mai ales de proprietățile rocilor și de felul de transport folosit: indicii minimi de coborîre în adâncime se referă la exploatarea rocilor stîlcoase cu folosirea transportului feroviar; indicii cei mai ridicați se referă la exploatarea rocilor moi cu folosirea transportului auto sau a transportoarelor cu bandă.

Dacă extinderea cîmpului exploatării la zi pe direcția lui se notează cu L (m), transversal pe direcție cu L_1 (m) și adâncimea exploatării la zi cu H (m), atunci volumul anual al lucrărilor miniere la zi se poate exprima astfel:

a) pentru zăcămintele orizontale și cu înclinare mică

$$Q_{m.m} = L \cdot H \cdot v' \text{ [m}^3\text{]} \quad (10.8)$$

În aceste condiții exploatarea zăcămintului se face pe întreaga lui grosime și adâncimea exploatării la zi nu se schimbă;

b) pentru zăcămintele cu înclinare mare

$$Q_{m.m} = L \cdot L_1 \cdot v' \text{ [m}^3\text{]} \quad (10.9)$$

sau

$$Q_{m.m} = A \cdot n \cdot h \cdot L \quad (10.10)$$

$$v' = \frac{A \cdot n \cdot h}{L_1} \text{ [m/an]} \quad (10.11)$$

unde: A este lățimea intrîndului de atac, m;

n — numărul intrîndurilor de atac extrase într-un an;

L_1 — lățimea exploatării la zi, m;

h — înălțimea treptelor, m.

În consecință, intensitatea de exploatare la zi a zăcămintului se poate caracteriza prin trei indici cu dependență reciprocă, și anume: 1) viteza de înaintare a frontului de extragere (abataj); 2) viteza de înaintare a taluzului treptei; 3) viteza cobo-

ririi lucrărilor în adâncime. Indicii reali de înaintare și de coborîre în adâncime cresc cu îmbunătățirea organizării și a tehnicii de execuție a lucrărilor.

Pentru zăcămintele orizontale și cu înclinare mică, dependența dintre capacitatea de producție în substanță minerală utilă a carierei și viteza de înaintare a taluzului treptei, v , va fi:

$$Q_u = m \cdot L \cdot v \cdot \gamma \cdot \eta (1 + \rho) \text{ [t/an]} \quad (10.12)$$

unde: m este grosimea stratului de substanță minerală utilă, m;

γ — greutatea volumetrică a substanței minerale utile, t/m^3 ;

η — coeficient de exploatare sau de extragere a rezervelor;

ρ — coeficient de adaos de roci în rezervele industriale calculate.

Viteza de deplasare a taluzului treptei în substanță minerală utilă nu poate depăși viteza de deplasare a taluzului treptei de la descoperită care, de obicei, este determinată de numărul și productivitatea excavatoarelor de la descoperită. Pentru metoda de exploatare fără transport trebuie îndeplinită condiția $v_{util} = v_{descoperită}$. În cazul metodelor de exploatare cu transportul rocilor sterile la halde, $v_{descoperită}$ poate fi egală sau mai mare decît v_{util} ($v_d \geq v_u$).

11. METODE DE EXPLOATARE ÎN CARIERE

Prin metodă de exploatare la zi, a unui zăcămint, se înțelege ordinea stabilită în timp și spațiu de executare a complexului de lucrări de pregătire, descoperire și extragere a substanțelor minerale utile, care asigură producția planificată printr-o exploatare rațională a rezervelor zăcămintului.

Dintre metodele de exploatare posibile a fi aplicate unui zăcămint trebuie aleasă metoda cea mai rațională, care asigură o producție și productivitate ridicată a muncii, pierderi minime de substanțe minerale utile și condițiile cele mai bune de securitate a muncii.

De metoda de exploatare aplicată vor depinde utilajul mecanic din fluxul tehnologic, dimensiunile carierei, numărul și elementele geometrice ale treptelor și, de asemenea, indicatorii tehnico-economici obținuți în carieră.

Clasificarea metodelor de exploatare la zi se face după o serie de criterii, dintre care cel mai răspîndit este criteriul care ia în considerare modul de organizare și executare a lucrărilor de descoperire, caracterizate în principal prin procedeul de extragere și modul de transport la halde precum și prin poziția haldelor.




Procedeele de extragere, încărcare și transport a substanțelor minerale utile pot forma o caracteristică suplimentară a metodei de exploatare.

Caracterul principal al metodelor de exploatare la zi este determinat de tipul echipamentului întrebuintat la extragere și de modul de deplasare a rocilor sterile din copertă, întrucît aceste operații dețin rolul preponderent în procesul tehnologic de producție.

Prin procedeele de deplasare-evacuare din front și transportul sterilului la halde — se determină valorile dimensiunilor de bază ale metodei de exploatare, adică: grosimea copertei aferentă unei trepte și numărul treptelor de descoperită: lățimea ber-

Tabelul XX.45

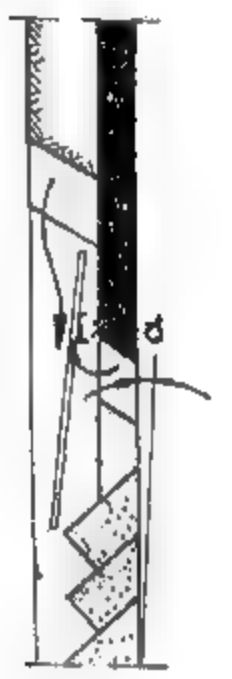
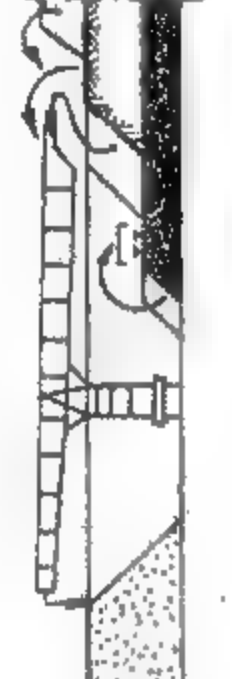
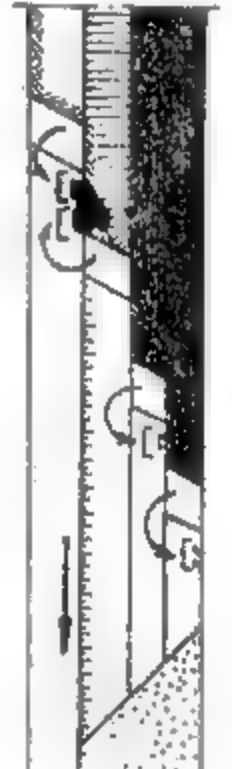


Clasificarea metodelor de exploatare la zi a zăcămintelor de substanțe minerale utile

Nr. crt.	Clasele metodelor de exploatare	Grupurile claselor metodelor de exploatare	Condiții de aplicare a grupelor metodelor de exploatare	Schema de principiu sau figură de referință pentru grupele metodelor de exploatare	Caracteristici fundamentale
0	1	2	3	4	5
1	Metode de exploatare cu depozitarea directă a stérilului în haldă interioară	Metode de exploatare cu depozitarea directă a stérilului în haldă interioară sau depozitarea indirectă a stérilului în haldă exterioră	Zăcămintele stratiforme orizontale sau de înclinare mică. Căptăle de grosime mică sau medie și nu trebuie să depășească dimensiunile funcționale ale excavatorului.		Rocile sînt depozitate direct de excavator în haldă interioară.
	Metode de exploatare cu depunerea directă a stérilului și excavarea parțială sau totală a acestuia din haldă interioară.	Metode de exploatare cu depunerea directă a stérilului și excavarea parțială sau totală a acestuia din haldă exterioră.	Zăcămintele stratiforme orizontale sau de înclinare mică. Căptăle de grosime medie sau mare.		Rocile sînt depozitate direct de excavator în haldă interioară și reexcavate parțial sau total din locul inițial de depozitare.
	Metode de exploatare cu depunerea directă a stérilului și excavarea parțială sau totală a acestuia din haldă exterioră.	Metode de exploatare cu depunerea directă a stérilului și excavarea parțială sau totală a acestuia din haldă exterioră.	Zăcămintele stratiforme groase de înclinare mare sau foarte mare.		Rocile sînt depozitate direct de excavator în haldă exterioră și reexcavate parțial sau total din locul inițial de depozitare.

Tabelul XX.45 (continuare)

Nr. crt.	Echipament de lucru	Completarea procesului tehnologic al lucrărilor în stéril	Înălțimea frontului [m/an]	Vălcarea efectivă de desopertă [m ³ /t]	Productivitatea muncii pt. un număr de desopertă [%]	Costul unui m ³ de desopertă [lei]	Avantajele metodelor de exploatare	Dezavantajele metodelor de exploatare
0	6	7	8	9	10	11	12	13
1	Excavator lopată mecanică sau draglină de mari dimensiuni; nu sînt necesare utilaje și echipamente pentru transportul copertei.	Excavarea din masiv (eventual cu lucrări de perforare impusă) și depunerea materialului în haldă cu excavatoare de mari dimensiuni de tip lopată mecanică sau draglină.	200-400	Pînă la 25-30	120-130	30-65		
	Excavatoare lopată mecanică sau draglină de mari dimensiuni; nu sînt necesare utilaje și echipamente pentru transportul copertei.	Excavarea din masiv, depunerea materialului în haldă și reexcavarea acestuia. Excavarea din masiv se face cu excavatoare draglină sau lopată mecanică, reexcavarea se realizează cu draglină.	150-250	15-20	100	100	Simple din punct de vedere al procesului tehnologic și economic	Dezavantajele sînt în haldă limitarea dimensiunilor transferului și ca urmare, va fi limitat și volumul și servit de dezvelire, pregătute și gata de exploatare.
	Excavatoare din masiv, depunerea materialului în haldă și reexcavarea acestuia. Excavarea și reexcavarea materialului stéril se face cu excavatoare tip draglină.	Excavarea din masiv, depunerea materialului în haldă și reexcavarea acestuia. Excavarea și reexcavarea materialului stéril se face cu excavatoare tip draglină.	150-250	13-15	90	105-110		Volumul mic al rezervelor deschise, pregătute și gata de exploatare.

Tabelul XX.43 (continuare)






0	1	2	3	4	5
2	Metode de exploatare cu transbordarea rocilor sterile la halde	1. Metode de exploatare cu transbordarea și depozitarea rocilor sterile în halde interioare, cu folosirea transbordatoarelor cu braț în consolă. 2. Metode de exploatare cu transbordarea și depozitarea sterilului în halde interioare cu folosirea podurilor transbordatoare.	Zăcămintele stratiforme orizontale sau de înclinare mică. Descoperită de grosime mare sau medie și de tărie mică.	 	Rocile sînt depozitate în halde interioare cu ajutorul unor instalații mobile; benzi transbordatoare cu braț în consolă sau poduri transbordatoare.
3	Metode de exploatare cu transportul rocilor sterile la halde	1. Metode de exploatare cu transportul rocilor sterile la halde interioare. 2. Metode de exploatare cu transportul rocilor sterile la halde exterioare. 3. Metode de exploatare cu transportul rocilor sterile la halde interioare și exterioare	Zăcămintele orizontale sau puțin înclinate de grosime mică, medie sau mare, cu coperți de grosime medie sau mare. Zăcămintele cu înclinare mare și f. mare și zăcămintele cu înclinare mică dar f. groase. Rocile sterile și s.m.u. de orice tărie. Zăcămintele stratiforme adînci de înclinare mică sau orizontale, formate din unul sau mai multe straturi de util. Rocile sterile și s.m.u. de orice tărie.	  	Rocile sînt transportate la halde interioare cu mijloace de transport continuu, auto sau feroviar. Rocile sînt transportate la halde exterioare cu mijloace de transport auto, feroviar sau continuu. Sterilul din stratul acoperitor superior este dirijat la halda exterioară, iar sterilul din stratele intermediare este dirijat la halde interioare.

Tabelul XX.45 (continuare)

Tabelul XX.45 (continuare)

0	6	7	8	9	10	11	12	13
2	Excavatoare elindă, excavatoare cu rotor și cupe tăietoare sau excavatoare lopată mecanică. Instalații mobile de format balde.	Excavarea din masiv cu utilaj cu acțiune continuă sau mai rar intermitentă. Transportul și depunerea materialului în haldă cu transportoare cu bandă montate pe transbordare cu braț în consolă sau pe poduri transbordare.	200-250	10-12	85-90	110-115	Simple din punct de vedere al procesului tehnologic și economic.	Volumul rezervelor dezvelite, pregătite și gata de exploatare este totuși limitat.
	Excavatoare elindă, excavatoare cu rotor și cupe tăietoare sau excavatoare lopată mecanică. Poduri transbordare.		150-200	6-10	85-90	110-120		
	Excavatoare de orice tip, instalații de forare, instalații de transport și utilaje pentru formarea haldelor.	Extragere din masiv direct cu utilaj mecanic sau prin lucrări de perforare-impunșcare, încărcare în mijloace de transport, transport și haldare.	150-200 50-100	5-7 8-10	85-90	110-120		
	Excavatoare de orice tip, instalații de forare, instalații de transport și utilaje pentru construirea haldelor.	Extragere din masiv - eventual lucrări de perforare-impunșcare - încărcare, transport și depozitare.	100-150	3-5	25-29	185-300	Deschiderea transversală a carierei nu este limitată și, ca urmare, cantitatea de rezerve deschise, pregătite și gata de exploatare se stabilizează și se realizează după necesități.	Complicat din punct de vedere al procesului tehnologic și mai puțin economic.

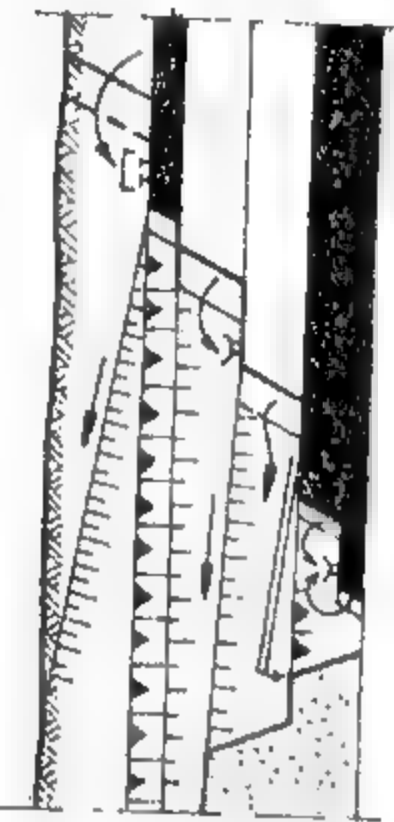
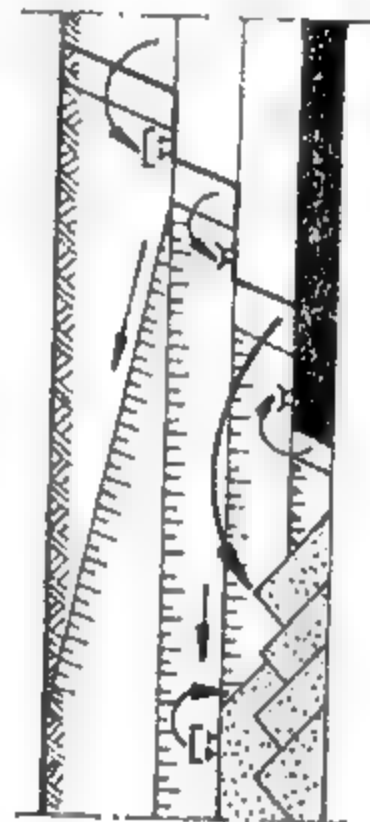
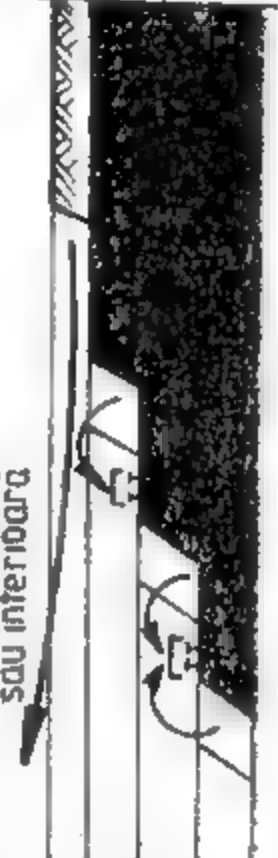
Tabelul XX.45 (continuare)

0	1	2	3	4	5
4	Metode de exploatare combinate	1. Metode de exploatare cu transportul parțial al stérilului la halde, interioare și depozitarea parțială în halde interioare. 2. Metode de exploatare cu transportul parțial al stérilului la halde exterioare și depozitarea parțială în halde interioare. 3. Metode de exploatare cu transportul parțial al stérilului la halde interioare și transbordarea parțială în halde interioare. 4. Metode de exploatare cu transportul parțial al stérilului la halde exterioare și transbordarea parțială în halde interioare. 5. Metode de exploatare cu transbordarea unei părți de stéril în haldă și depozitarea celei de a doua părți de stéril în haldă interioare.	Zăcămintele stratiforme orizontale sau puțin înclinate, cu rocile din descoperită groase și f. groase. Rocii de tărle medii sau mică.	    	Rocile din treptele superioare sunt transportate la halde, iar rocile din treptele inferioare sunt transbordate în halde interioare sau cu instalații de construit halde. Rocile din treptele superioare sunt extrase și transbordate la halde interioare, iar cele din treptele inferioare sunt depozitate direct în halde interioare.

Tabelul XX.45 (continuare)

0	6	7	8	9	10	11	12	13
4	Excavatoare de orice tip pentru treptele superioare și excavatoare cu parametri funcționali mari pentru treptele inferioare; transport auto, continuu sau feroviar; instalații de format halde.	Extragerea din masiv, depunerea sau transbordarea unei părți din materialul steril în halde interioare. Extragere, încărcare, transport și baldate pentru restul materialului din descoperită.	200-300 60-120 150-250 200-350	5-8 9-12 4-8 10-15	25-30 25-30 30-50	200-250 250-300	225-275 150-200	Se mărește domeniul de folosire al metodelor economice de exploatare, cu deplasarea transversală a rocilor sterile în spațiul exploatat. Simplitatea sau complexitatea lor relativă și avantajele economice sunt implicate în proporția participării elementelor din clasa de metode cu depozitarea directă sau transbordarea rocilor sterile și din clasa de metode cu transportul rocilor sterile la halde. Volumul rezervelor deschise, ptegăite și gata de exploatare sunt mai reduse decât în cazul metodelor cu transportul sterilului la halde.
	Excavatoare de orice tip. Instalații pentru transbordare. Transport și formarea haldelor.							
	Excavatoare cu acțiune continuă și intermitentă. Instalații pentru transbordarea rocilor sterile în haldă.							

Tabelul XX.45 (continuare)

0	1	2	3	4	5
		6. Metode de exploatare cu transportul unei părți din stercii la halde exterioare, a unei a doua părți la halde interioare și transbordarea în halde interioare a celei de a treia părți din copertă.			Rocile din treptele superioare sunt transportate la halde interioare și exterioare. Rocile din treptele inferioare sunt depozitate în halde interioare cu excavatoare, poduri transbordare și transbordare cu braț în consola.
		7. Metode de exploatare cu transportul unei părți din stercii la halde exterioare, a unei a doua părți la halde interioare și depozitarea directă în halda interioară a celei de a treia părți din copertă.			
5	Metode de exploatare speciale.	1. Metode de exploatare a zăcămintelor sub formă de depozite. 2. Metode de exploatare pentru zăcămintele stratiforme subțiri și de grosime medie din afluențele și din marginile carierelor. 3. Metode de exploatare pentru zăcămintele de turbă. 4. Metode de exploatare a zăcămintelor aluvionare. 5. Metode de exploatare a zăcămintelor de roci utile.	Zăcămintele sub formă de depozite și strate. Descoperită subțire constituită din roci de țărâșă mică		Descoperita este extrasă de multe ori cu scarpere pe roți, prin procedee hidromecanice etc.

Tabelul XX.46 (continuare)

0	6	7	8	9	10	11	12	13
	Excavatoare de orice tip pentru treptele superioare și excavatoare cu parametri funcționali mari pentru treptele inferioare, transport auto, continuu sau feroviar. Instalații de forat halde.		100-150	4-6				
6	Excavatoare, instalații de forat, scarpere pe roți, instalații pentru hidromecanizare și dragare. Mașini de tăiat roci sub formă de blocuri și calupuri.	Excavare din masiv, încălcare, transport și haldare.			40-45 la hidro-mecanizare	150-375 la hidromecanizare	Descoperirea reprezintă o simplă curățire a zăcămintului de ișubstanță minerală utilă. Simple din punct de vedere al procesului tehnologic și economice	Domeniul limitat de aplicare.

melor de lucru; necesitatea și lățimea bermelor de transport; numărul blocurilor exploatate simultan; ordinea și ritmul de înaintare a fronturilor de lucru; cantitatea de rezerve deschise, pregătite și gata de exploatare etc.

După modul cum se realizează evacuarea din front și transportul sterilului la halde, metodele de exploatare se clasifică în cinci mari clase, conform celor prezentate în tabelul XX. 45.

În general, procesul tehnologic executat în roci sterile se compune din trei operații de bază: a) extragere și încărcare; b) transport; c) formarea haldelor. În funcție de natura rocilor în care se lucrează, costul acestor operații corespunde cu proporția: $a:b:c = 3:5:2$ la roci moi și $a:b:c = 4:4:2$ la roci tari stincoase. Cu alte cuvinte, în condiții obișnuite, transportul și operațiile de depozitare în halde reprezintă până la 60–70% din costul total al descoperții.

În cadrul fiecărei din cele cinci clase de metode de exploatare se vor distinge mai multe grupe de metode și metode de exploatare, în funcție de tipul utilajului întrebuit pentru excavare, transport și formarea haldelor, precum și de repartizarea diferită a utilajului în procesul tehnologic de producție.

11.1. METODE DE EXPLOATARE CU DEPUEREA DIRECTĂ A STERILULUI ÎN HALDE INTERIOARE

Metodele de exploatare cu depozitarea directă a sterilului în halde interioare se folosesc pentru exploatarea zăcămintelor stratiforme orizontale sau puțin înclinate, de grosime mică, situate la adâncime mică și cu rocile din descoperță de tărie mică sau cel mult medie. Pe plan mondial aceste metode de exploatare sunt folosite la exploatarea multor zăcămintele de cărbuni, fosforite, argilă refractară, bauxită etc. În ultimul timp aceste metode de exploatare sunt folosite și pentru extragerea aflorimentelor și părților superioare ale zăcămintelor de cărbuni de mare înclinare. Extragerea din masiv se face cu utilaj mecanic și numai în cazuri rare se procedează la afinarea masivului prin lucrări de perforare-impuscare înainte de a se trece la excavarea masivului și depunerea sterilului în halde interioare.

11.1.1. METODE DE EXPLOATARE CU DEPUEREA DIRECTĂ A STERILULUI ÎN HALDE INTERIOARE ÎNTR-O SINGURĂ REPRIZĂ

La aceste metode de exploatare excavarea și deplasarea rocilor sterile din frontul de lucru până la halde se face de obicei cu excavatoare cu acțiune intermitentă, lăpeți mecanice sau dragline, care sunt folosite simultan și pentru lucrările de haldare. În acest caz, roca sterilă din copertă este excavată numai o singură dată.

În funcție de numărul treptelor în care a fost împărțită coperta, tipul și numărul excavatoarelor care lucrează, deosebit mai multe metode caracteristice pentru această grupă de metode de exploatare.

Metoda de excavare, transport și haldare cu excavatoare lopată mecanică. În cadrul acestei metode de exploatare, utilizând excavatorul lopată mecanică (fig. XX. 102), materialul din descoperță este extras, evacuat și depozitat în spațiul exploatat, unde formează pentru fiecare întrind o nouă haldă paralelă cu frontul de lucru. Fiecare

fișie de haldă conține, sub formă afinată, un volum V_2 rezultat din excavarea masivului de volum V_1 . Volumul V_1 reprezintă volumul întrindului cu lățimea A , înălțimea H , secțiunea 1, 2, 3, 4 și lungime egală cu lungimea frontului repartizat excavatorului. Volumul afinat al haldei are secțiune 5, 6, 7, 8 și înălțimea H_0 , măsurată de la culcușul zăcămintului, sau H_{ds} , măsurată de la nivelul acoperișului acestuia.

Excavatorul păstrează distanța L_1 de la bordura bermei de util până la mijlocul cabinei, astfel ca raza de descărcare R_d să se mențină constantă la fiecare nou întrind. Deschiderea vtrei carierei „a” impune transportul utilului, fie pe berma superioară a treptei de util, fie pe vatra carierei.

Între parametrii de lucru ai excavatoarelor utilizate la descoperțare și elementele geometrice ale treptelor de descoperță și cele de haldă există următoarea relație:

$$H = (H_{ds} + h - 0,25A \operatorname{tg} \beta) \frac{1}{K} \quad [\text{m}] \quad (11.1)$$

De pe figură se deduce că:

$$H_0 = H_{ds} + h = \operatorname{tg} \beta (R_d - a - h \operatorname{ctg} \alpha - b - c) \quad [\text{m}] \quad (11.2)$$

Ținând seama de relația lui H și H_0 se obține:

$$H = (R_d - a - h \operatorname{ctg} \alpha - b - c - 0,25A) \frac{\operatorname{tg} \beta}{K} \quad [\text{m}] \quad (11.3)$$

Extragerea utilului în cadrul acestei metode de exploatare se face direct cu ajutorul excavatoarelor lopată mecanică, iar transportul se realizează de obicei cu mijloace auto (fig. XX. 102) care se deplasează pe berma superioară a treptei de util.

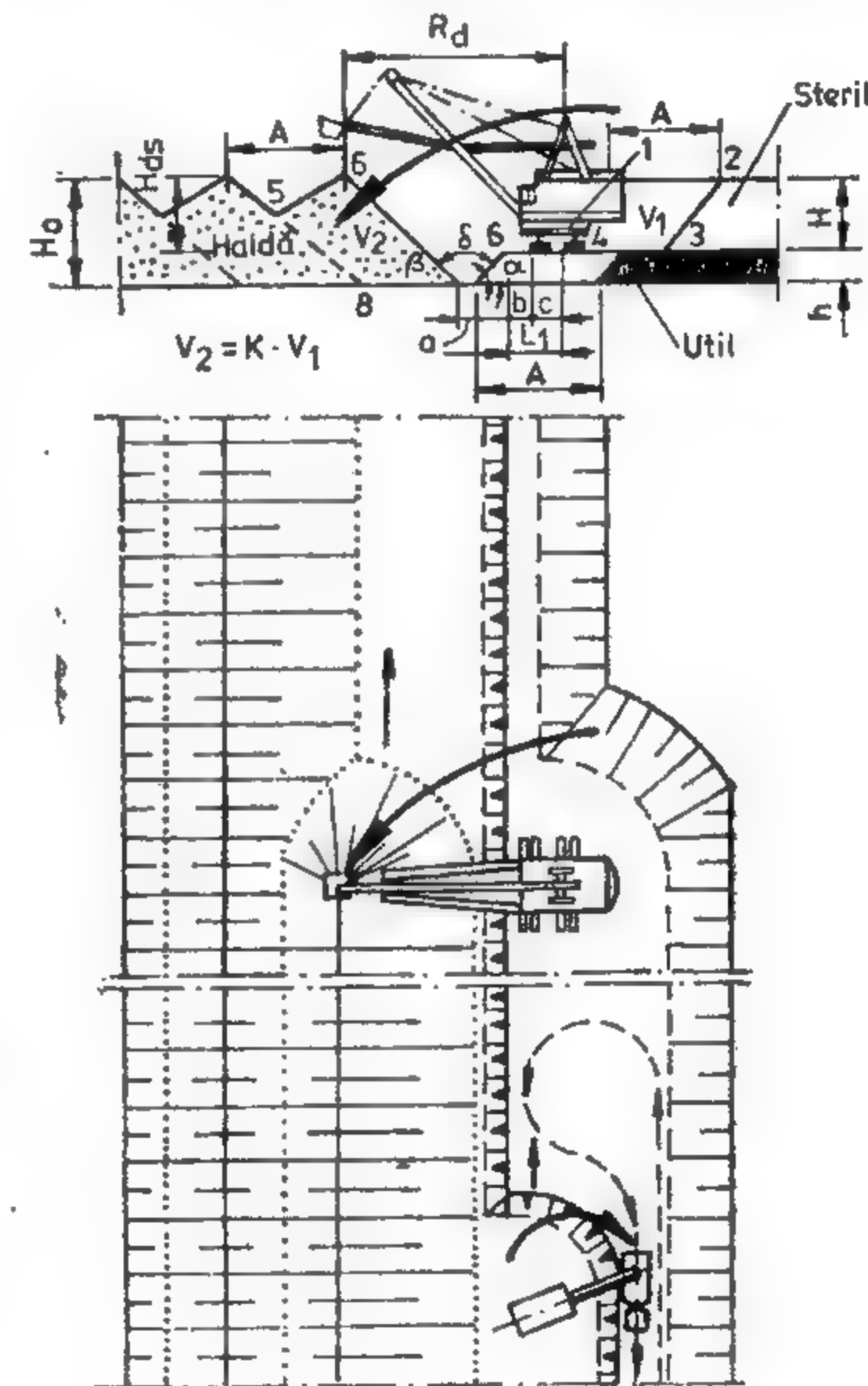


Fig. XX.102. Metoda de excavare, transport și haldare cu excavatorul lopată mecanică:

H — înălțimea treptei de descoperță, m; H_{ds} — înălțimea necesară pentru descărcarea excavatorului, m; R_d — raza necesară de descărcare a excavatorului, m; h — grosimea stratului de substanță minerală utilă; A — lățimea întrindului, m; c — jumătate din lățimea bazei excavatorului, m; b — bermă de siguranță, m; α — unghiul de taluz al treptei de substanță minerală utilă; β — unghiul de taluz al haldei; δ — unghiul de taluz stabil al treptei de util; K — coeficient de afinare a sterilului în haldă.

Metoda de excavare, transport și haldare cu excavatoare de tip draglină. În cadrul acestei metode de exploatare se utilizează excavatoare de tip draglină (fig. XX.103) pentru extragerea și depozitarea sterilului în spațiul exploatat. Draglina se deplasează pe berma superioară a treptei de steril, extrage materialul și îl depune în haldă sub formă de conuri sau sub forma unei fișii continue. Relațiile de legătură între parametrii

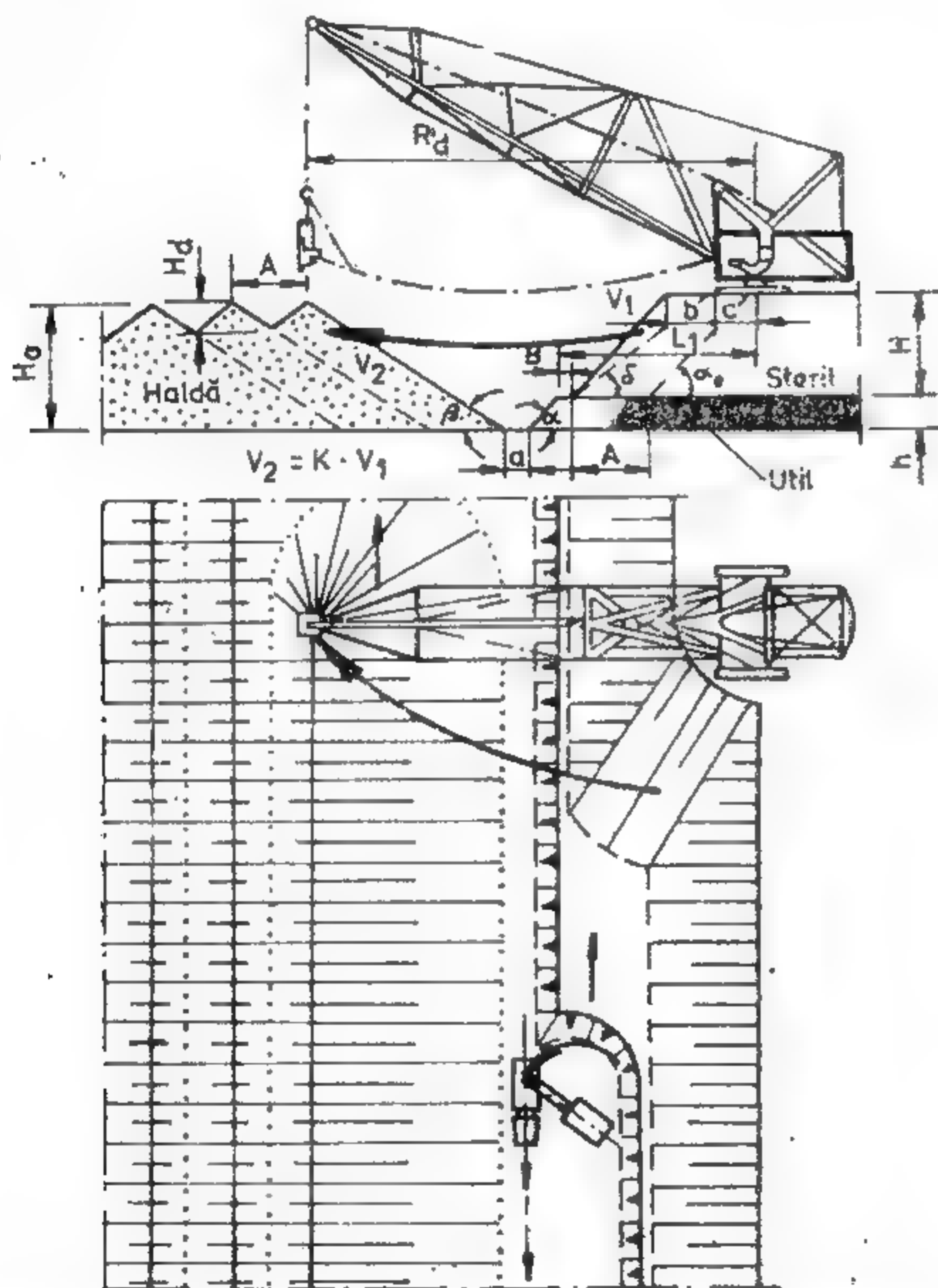


Fig. XX.103. Metoda de excavare, transport și haldare cu excavatorul de tip draglină:

H — înălțimea treptei de descoperire m; h — înălțimea treptei de substanță minerală utilă, m; H_d — înălțimea de descărcare a draglinei față de nivelul de vehiculare, m; B — lățimea bermei superioare a treptei de util, m; α — unghiul de înclinare al treptei de descoperire, grade.

funcționali ai draglinei și elementele geometrice ale treptelor apar sub formă:

$$H = (H_d + h - 0,25 A \operatorname{tg} \beta) \frac{1}{K - 1} \quad [\text{m}] \quad (11.4)$$

Din fig. XX.103, se deduce că:

$$H_0 = H_d + H + h = (R_d - a - h \operatorname{ctg} \alpha - B - H \operatorname{ctg} \delta - c) \operatorname{tg} \beta \quad (11.5)$$

Ținând seama de relația lui H_0 și făcînd înlocuirea în ecuația volumelor se obține:

$$H = (R_d - a - h \operatorname{ctg} \alpha - B - c - 0,25 A) \frac{1}{K \operatorname{ctg} \beta + \operatorname{ctg} \delta} \quad [\text{m}] \quad (11.6)$$

După cum se poate constata din figură, extragerea utilului se realizează cu excavatoare lopată mecanică, iar transportul acestuia se poate face cu mijloace auto sau cu transportoare cu bandă.

Practica lucrului într-o serie de cariere a confirmat posibilitatea utilizării draglinelor puternice pentru excavarea materialului și de sus în jos, ceea ce a permis extinderea aplicării metodei de exploatare cu depunerea directă a sterilului în spațiul exploatat.

Prin instalarea draglinei pe un orizont intermediar (fig. XX.104) se poate mări înălțimea totală a treptei de descoperire comparativ cu același parametru la instalarea draglinei pe berma superioară a treptei.

Înălțimea subtreptei pe care se instalează draglina este dată de relația:

$$H_2 = (H_d - KH_1 + h - 0,25 A \operatorname{tg} \beta) \frac{1}{K - 1} \quad [\text{m}] \quad (11.7)$$

Exprimînd înălțimea subtreptei inferioare de descoperire în funcție de raza de descărcare a draglinei R_d , se obține următoarea relație:

$$H_2 = (R_d - a - h \operatorname{ctg} \alpha - B - c - 0,25 A - KH_1 \operatorname{ctg} \beta) \frac{\operatorname{tg} \beta \operatorname{tg} \delta}{K \operatorname{tg} \delta + \operatorname{tg} \beta} \quad [\text{m}] \quad (11.8)$$

Extragerea substanței minerale utile se face folosind excavatoare cu acțiune intermitentă. Transportul utilului din front se realizează auto, pe cale ferată sau cu transportoare cu bandă.

Metoda de exploatare „excavator-carieră”. Se aplică în cazul unor zăcăminte stratiforme orizontale sau slab înclinate, cu grosimea maximă de 25–30 m și copertă formată din roci de tărie mică, a căror grosime nu depășește, de asemenea, 30 m.

Extragerea rocilor sterile și utilului (fig. XX.105) se realizează cu ajutorul unui singur excavator de tip draglină. Roca sterilă din copertă este deversată în zona exploatată, iar substanța minerală utilă este încărcată într-un buncăr mobil instalat la suprafață. Din buncărul mobil, utilul este transportat cu ajutorul transportoarelor cu bandă, cu autobasculante sau cu vagoane.

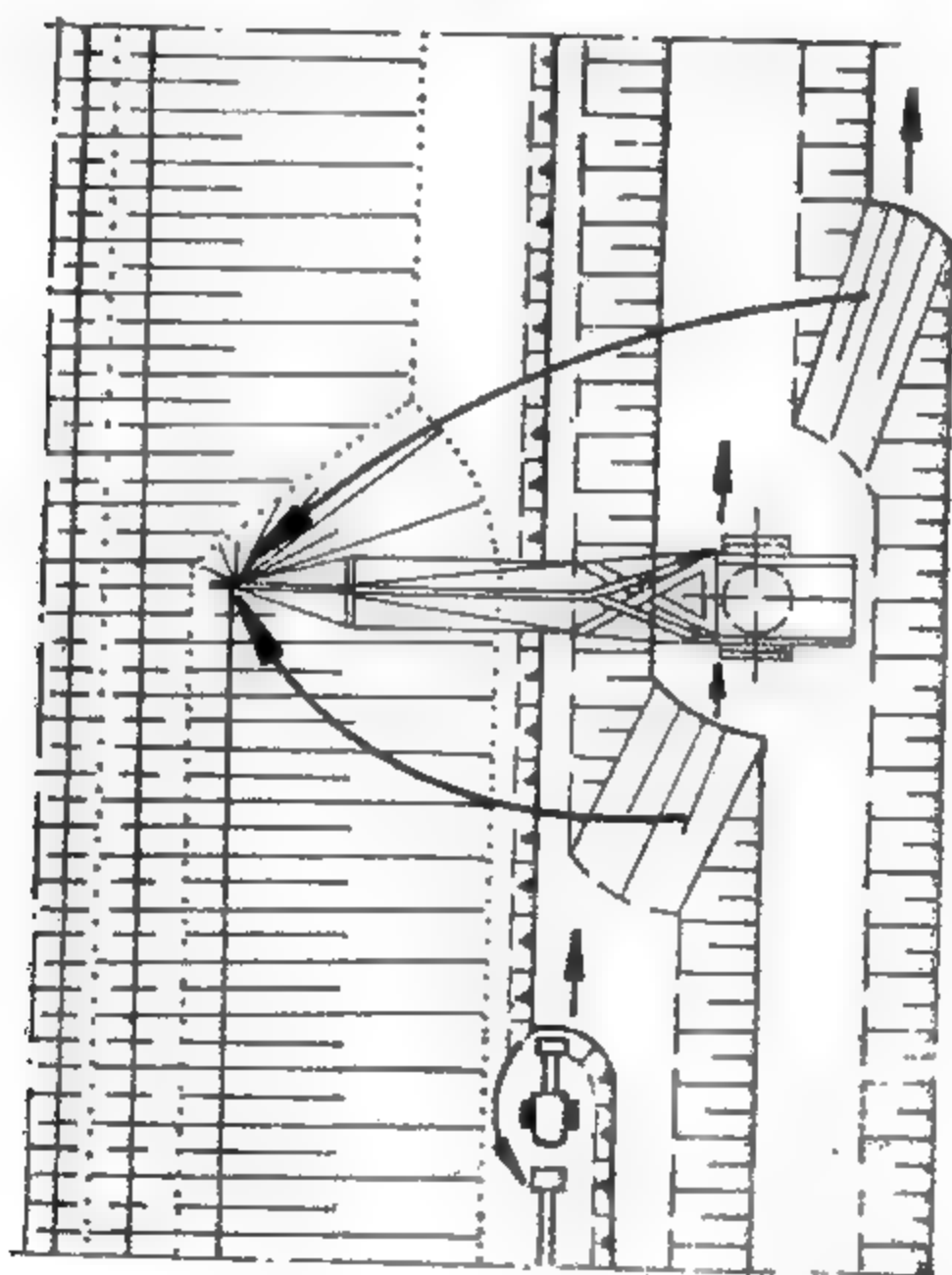
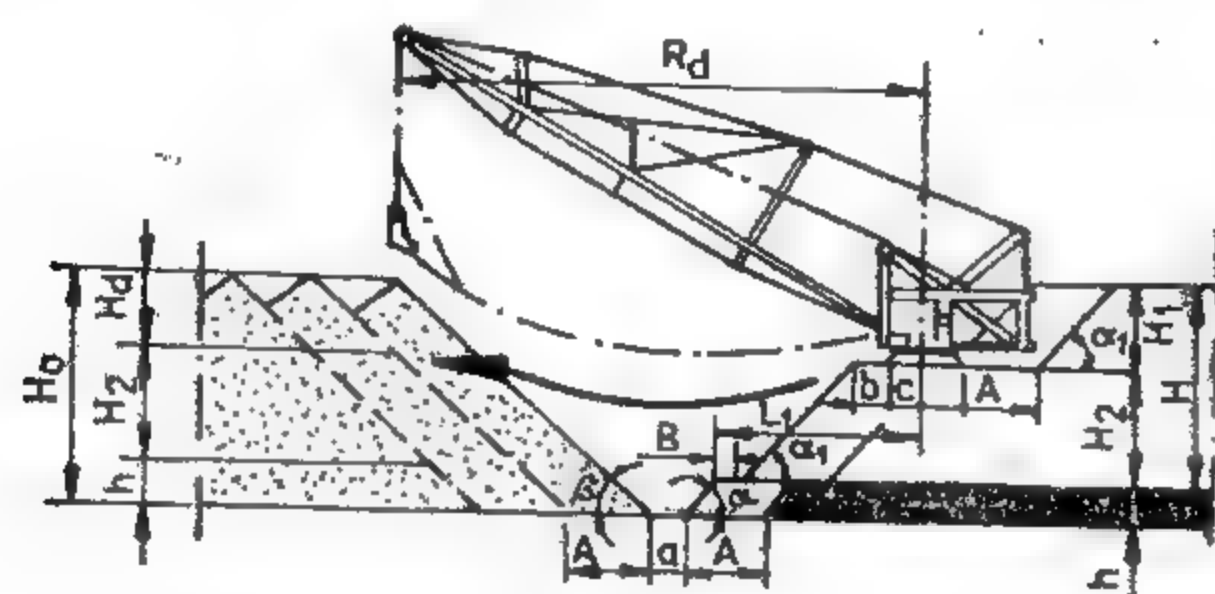


Fig. XX.104. Metoda de excavare, transport și haldare cu draglină instalată pe o subtreaptă:

H_1 — înălțimea subtreptei superioare; H_2 — înălțimea subtreptei inferioare.

Această metodă de exploatare se aplică cu succes la multe cariere de cărbuni și minereuri de tărie mică din U.R.S.S., S.U.A., Anglia și alte țări. La aplicarea acestei metode de exploatare, în cazul zăcămintelor de cărbuni superiori, coeficientul de descoperire poate ajunge la 25–28 m³/t.

Metoda de excavare, transport și haldare cu folosirea simultană a două excavatoare. În vederea extinderii domeniului de aplicare a metodei de exploatare cu depo-

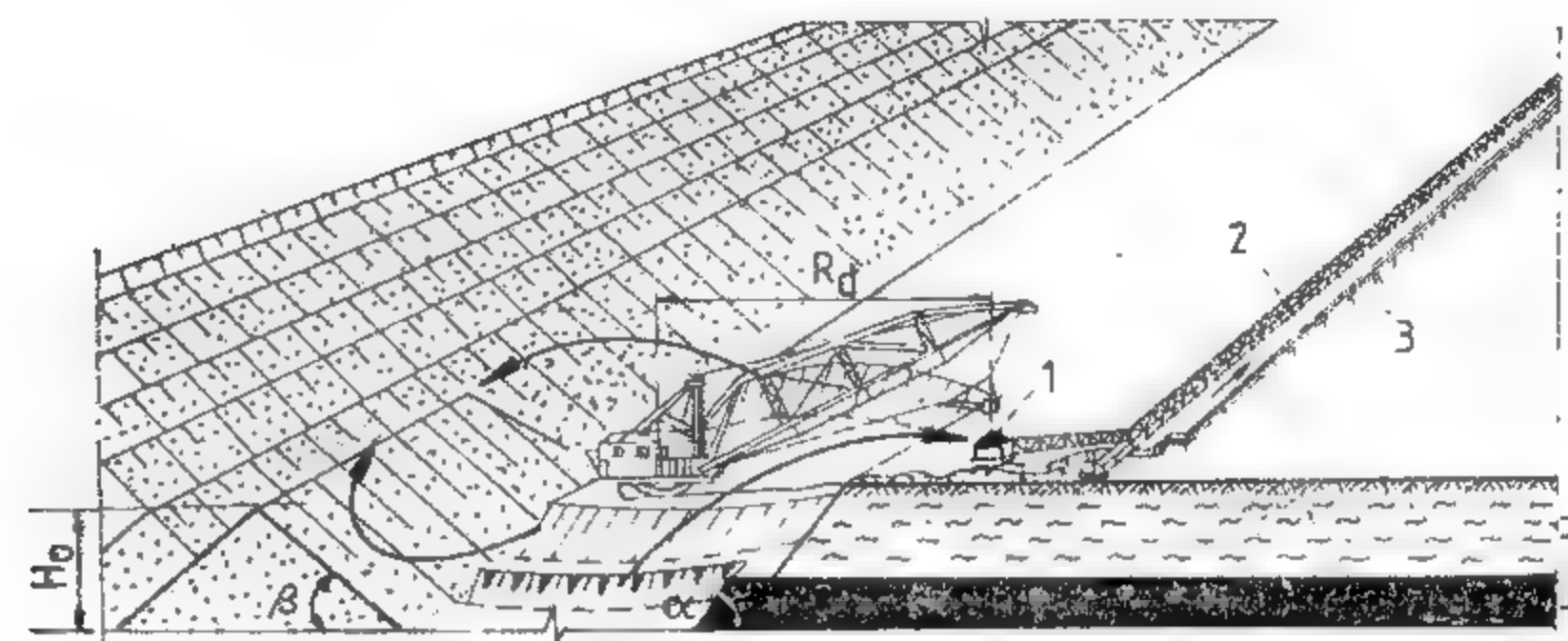


Fig. XX.105. Metoda de exploatare „excavator-carieră”:

1 — buncăr mobil de încărcare; 2 — transportor magistral cu bandă; 3 — rețea de iluminare.

zitarea directă a sterilului în spațiul exploatat și la zăcămintele care au o copertă mai groasă, se pot aplica scheme mai complexe de excavare, cu utilizarea simultană a două mașini pentru realizarea descoperirii. Variantele mai întrebunțate sînt cele în care descoperirea se realizează cu un excavator lopată mecanică și o draglină (fig. XX. 106) sau cu două dragline (fig. XX. 107).

În prima variantă, cu folosirea unui excavator lopată mecanică și a unei dragline, cu lopata mecanică se extrage subtreapta inferioară, iar cu draglina se excavă subtreapta superioară a cărei înălțime h_1 nu depășește, de obicei, 10 m. Parametrii de care trebuie să se țină seama la folosirea acestei variante de lucru sînt dați de relațiile:

$$H_e = Kh_2 + \frac{A}{4} \operatorname{tg} \beta - h \quad [\text{m}] \quad (11.9)$$

$$R_e = c + b + h \operatorname{ctg} \alpha + (H_e + h) \operatorname{ctg} \beta \quad [\text{m}] \quad (11.10)$$

$$R'_e = R_e + D + 1,5 A - r_d \quad [\text{m}] \quad (11.11)$$

$$D = H \operatorname{ctg} \delta + c' \quad [\text{m}] \quad (11.12)$$

Semnificația notațiilor poate fi urmărită pe fig. XX.106.

În cea de a doua variantă extragerea copertei se face în două subtrepte cu două dragline, conform celor prezentate în fig. XX.107.

Raza de descărcare a draglinei inferioare se determină cu relația:

$$R'_d = R_d - D + (h'_0 - h_0) \operatorname{ctg} \beta \quad [\text{m}] \quad (11.13)$$

În acest caz înălțimea subtreptei superioare h_1 poate ajunge pînă la 50 % din înălțimea subtreptei inferioare.

În ambele situații draglinele care excavă partea superioară a copertei trebuie să aibă parametrii liniari mari sau foarte mari, motiv pentru care metodele sînt folosite relativ rar.

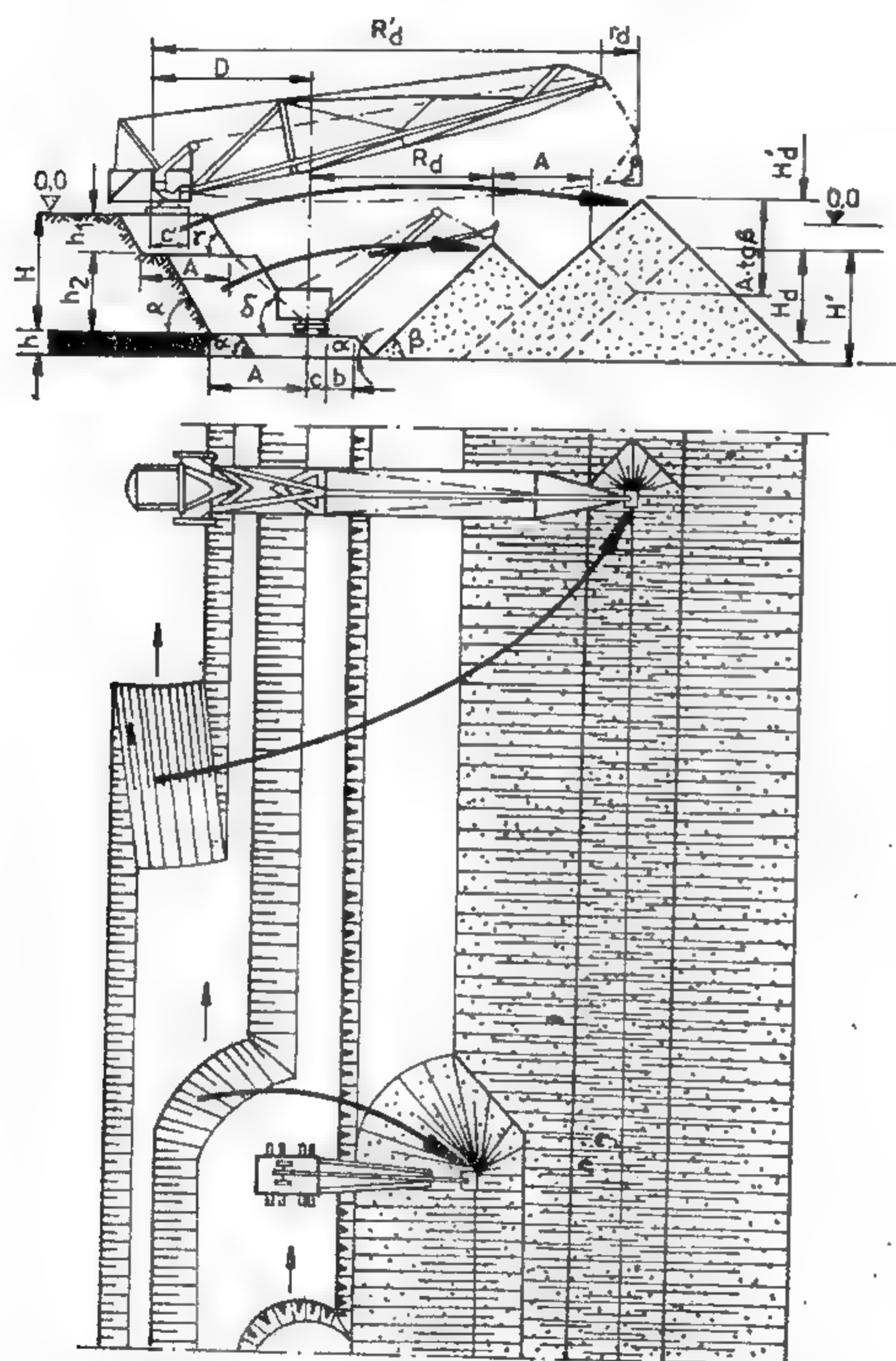


Fig. XX.106. Metoda de excavare, transport și haldare cu folosirea simultană a unei lăpeți mecanice și a unei dragline:

$H = h_1 + h_2$ — grosimea copertei; h — grosimea stratului de substanță minerală utilă; h_2 — înălțimea treptei excavată cu lopata mecanică; H_d și R_d — înălțimea și respectiv raza de descărcare a lăpeții mecanice; H'_d și R'_d — înălțimea și respectiv raza de descărcare a draglinei; D — distanța dintre axele lăpeții mecanice și a draglinei; A — lățimea intrindului de atac; r_d — alungirea razei de descărcare datorită înăltării cupei.

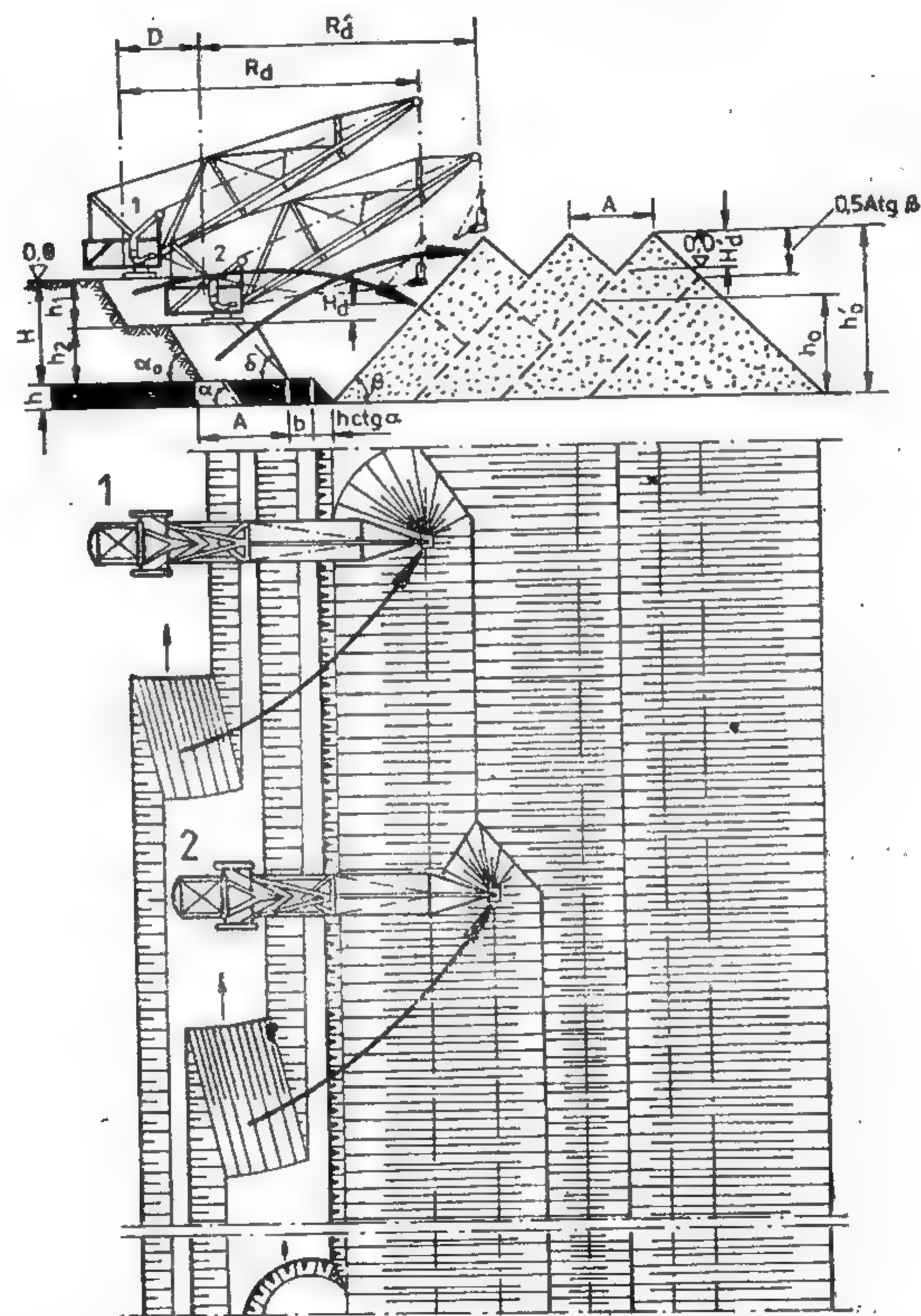


Fig. XX.107. Metoda de excavare, transport și haldare cu folosirea a două dragline:

$H = h_1 + h_2$ — grosimea totală a copertei; h — grosimea stratului de substanță minerală utilă; A — lățimea intrindului excavat; H_d și R_d — înălțimea și respectiv raza de descărcare a draglinei care lucrează la treapta inferioară; R'_d — raza de descărcare a draglinei superioare; D — distanța între axele draglineilor; h_0 — înălțimea haldei, formată de draglina superioară; H' — înălțimea totală a haldei.

Și în cadrul acestor metode de exploatare, extragerea utilului se realizează cu excavatoare cu acțiune intermitentă, iar transportul acestuia de la locul de extragere la uzina de preparare sau la punctul de livrare pentru beneficiar se face auto, pe cale ferată sau cu transportoare cu bandă.

La metodele de exploatare cu depunerea directă a sterilului într-o singură repriză, grosimea admisibilă a descoperței este mai mică ca la celelalte metode de exploatare; lățimea bermelor este limitată; sînt limitate, de asemenea, și rezervele deschise, pregătite și gata de exploatare. În cazul acestor metode de exploatare, substanța minerală utilă se extrage de obicei printr-o singură treaptă, folosindu-se de preferință descărcarea superioară.

11.1.2. METODE DE EXPLOATARE CU DEPUEREA DIRECTĂ A STERILULUI ȘI CU REEXCAVAREA PARȚIALĂ SAU TOTALĂ A ACESTUIA DIN LOCUL ÎNȚIAL DE DEPOZITARE

Metodele de exploatare cu depunerea directă a sterilului în spațiul exploatat și reexcavarea acestuia din locul inițial de depozitare se folosește atunci cînd parametri funcționali ai excavatoarelor de la descoperțare nu sînt suficienți de mari pentru depozitarea sterilului în haldă, astfel încît să nu mai fie nevoie de reexcavarea acestuia.

Metoda de exploatare cu reexcavarea parțială a sterilului din locul inițial de depozitare. La aplicarea acestei metode de exploatare, sterilul provenit din copertă este în parte reexcavat din locul inițial de depozitare. Pentru excavare și depunere inițială în halda primară se folosesc excavatoare lopată mecanică, iar pentru reexcavare și depunerea în halda secundară se folosesc draglinele (fig. XX 108).

Înălțimea haldei primare este dată de relația:

$$H_0 = [R_{ex} - c - B - h(\text{ctg } \beta - \text{ctg } \alpha - \text{ctg } \beta)] \text{tg } \beta \quad (11.14)$$

Înălțimea treptei de descoperțare funcție de elementele geometrice ale haldei primare și treptei de util va fi:

$$H = [2H_0^2 \text{ctg } \beta - h^2(\text{ctg } \alpha + \text{ctg } \beta)] \frac{1}{2KA} \quad [\text{m}] \quad (11.15)$$

dar înălțimea haldei secundare va fi:

$$H''_0 = \frac{L}{A} \left[H_0 - 0,25 L \text{tg } \beta - \frac{h^2}{2} (\text{ctg } \alpha + \text{ctg } \beta) \right] + 0,25 A \text{tg } \beta \quad [\text{m}] \quad (11.16)$$

unde L este lățimea pe care se face reexcavarea materialului din halda primară; $L = a + h(\text{ctg } \alpha + \text{ctg } \beta)$ [m]

Parametrii linari funcționali ai draglinei trebuie să satisfacă relațiile:

$$\text{— raza de excavare, } R_{ex}: R_{ex} = c + b + H'_0 \text{ctg } \beta + a \quad [\text{m}] \quad (11.17)$$

$$\text{— raza de descărcare, } R_{da}: R_{da} = c + c_1 + H''_0 \text{ctg } \beta \quad [\text{m}] \quad (11.18)$$

$$\text{— adîncimea de excavare, } H_0 > H'_0, \text{ iar înălțimea de descărcare } H_d > H''_0.$$

Coefficientul de reexcavare a materialului haldat este dat de raportul dintre volumul de steril reexcavat de draglină V_{reex} și volumul de steril depus în halda primară de excavatorul lopată mecanică $V_2 = K \cdot V_1 = K \cdot A \cdot H$;

$$K_{reex} = \frac{V_{reex}}{V_2} \quad (11.19)$$

Volumul de steril reexcavat pe 1 m lungime de direcție a haldei este:

$$V_{reex} = L \left[H_0 - 0,25 L \text{tg } \beta - \frac{h^2}{2} (\text{ctg } \alpha + \text{ctg } \beta) \right] \quad [\text{m}^3] \quad (11.20)$$

unde H_0 este înălțimea haldei primare realizată de excavatorul lopată mecanică.

Această metodă de exploatare se folosește în cazul unor roci stabile care nu au tendința de surpare în haldă. Caracteristicile metodei de exploatare cu reexcavarea parțială a sterilului sînt analoge cu caracteristicile metodelor de exploatare cu depozitarea directă a sterilului în haldă într-o singură repriză.

Metoda de exploatare cu reexcavarea totală a sterilului din locul inițial de depozitare. Practica lucrului într-o serie de cariere a arătat că instalînd dragline puternice pe halda primară se pot exploata trepte de înălțimi apreciabile folosind un singur excavator. Draglina instalată pe haldă (fig. XX. 109) excavează rocile acoperitoare sterile în două subtrepte și, în faza inițială de lucru, acoperă complet stratul de substanță minerală utilă.

Condiția necesară pentru aplicarea acestei metode de exploatare constă în egalitatea volumului de steril rezultat din intrîndul excavat în copertă și a volumelor posibile de înmagazinat în halda primară și cea definitivă.

$$KA(H_1 + H_2) = A(h + H_2 + H_{d2}) - 0,25 A^2 \text{tg } \beta \quad [\text{m}^3] \quad (11.21)$$

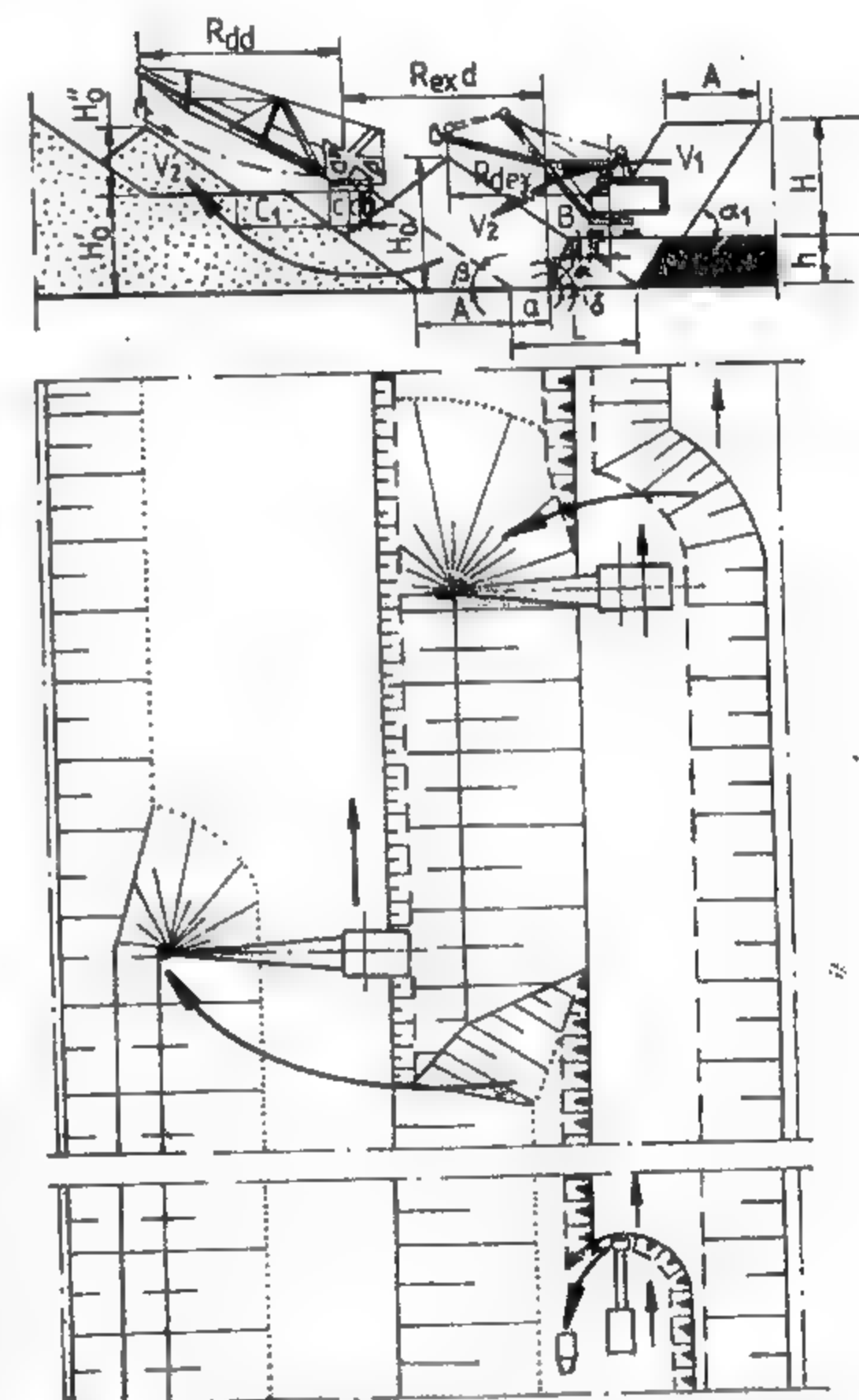


Fig. XX.108. Metoda de exploatare cu reexcavarea parțială a sterilului din locul inițial de depozitare.

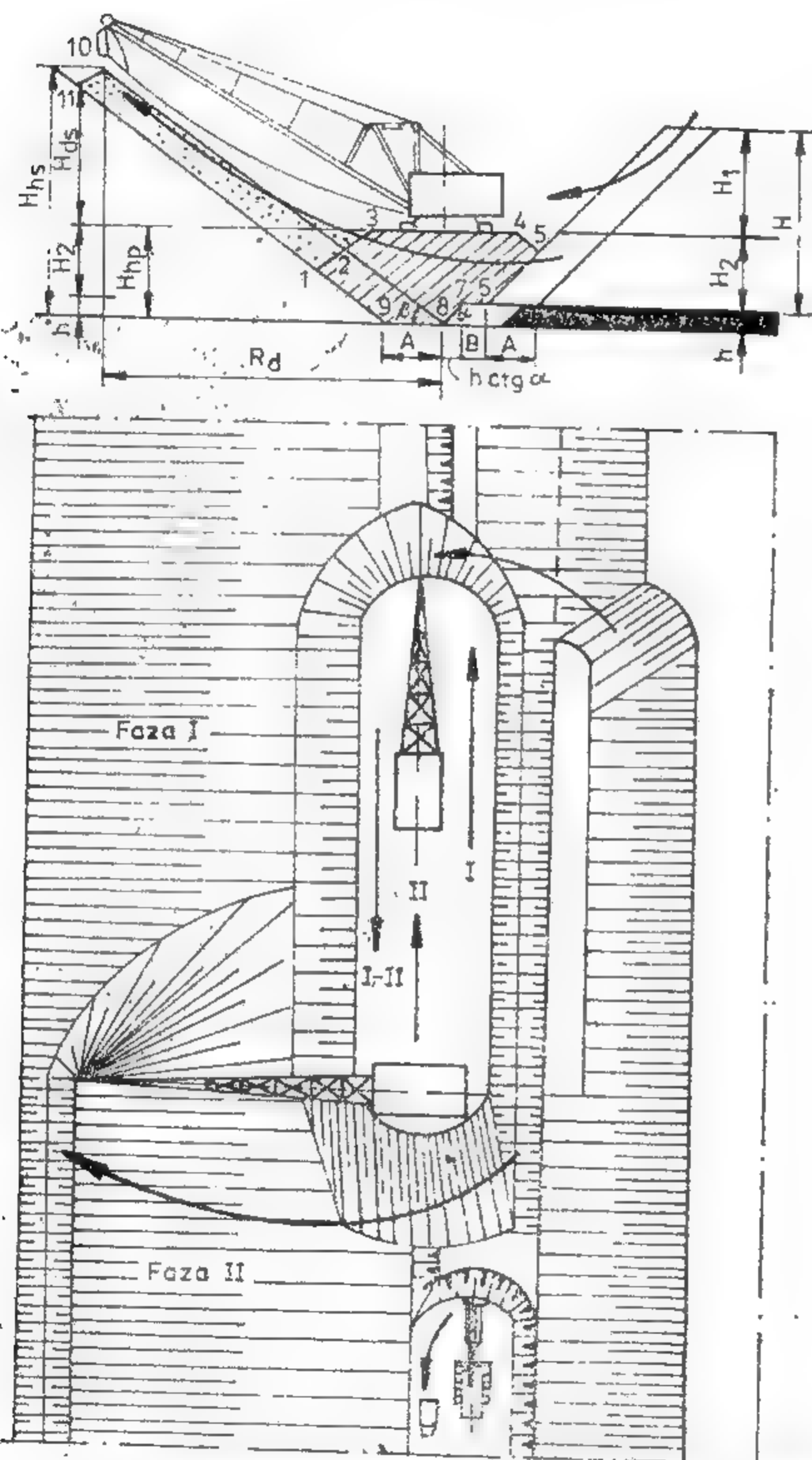


Fig. XX.109. Metoda de exploatare cu reexcavare totală a sterilului din locul inițial de depozitare.

Pe lângă această condiție, înălțimea — H_{hp} — a haldei primare trebuie să fie suficientă pentru a se putea face exploatarea părții superioare a treptei și depozitarea rocii în halda secundară cu înălțimea de H_{hs} :

$$H_{hp} = (H_2 + h) = H_{hs} - H_{ds} \text{ [m]} \quad (11.22)$$

În prima fază draglina extrage partea superioară a treptei de descopertare și depozitează sterilul în haldă, formind halda primară. În faza a doua draglina extrage sterilul din subtreapta inferioară a copertei și din partea haldei primare cu secțiunea 2-3-4-5-6-7-8 și îl depozitează în haldă secundară definitivă. După faza a doua de lucru a draglinei, substanța minerală utilă devine accesibilă pentru exploatare.

Pentru o descopertare bună a stratului de substanță minerală utilă este indicat ca axa de rotație a draglinei, care este în același timp și axa de deplasare a ei de-a lungul haldei, să treacă prin bordura inferioară a treptei de util, în acest caz raza de descărcare a draglinei, R_{da} , se va determina din relația:

$$R_{da} = (H_{ds} + H_2 + h) \operatorname{ctg} \beta \text{ [m]} \quad (11.23)$$

Această metodă permite folosirea simultană a parametrilor funcționali maximi (R_{da} și H_{ds}) ai draglinei.

Relațiile de mai sus permit determinarea parametrilor H , H_1 și H_2 ai copertei, în funcție de parametrul de lucru al utilajului și elementele fronturilor de lucru.

Această metodă de exploatare este mai eficientă decât precedenta, la care costul lucrărilor este ridicat din cauza folosirii concomitente a două mașini a căror putere și parametri de lucru trebuie să coincidă.

În condiții mai dificile de zăcămint pot fi folosite variante de lucru cu reexcavarea repetată parțială sau totală a sterilului rezultat din copertă. În acest caz K_{reex} are valoare supraunitară. Totuși coeficientul de reexcavare are o anumită limită de eficacitate economică, care se determină prin compararea cu costul transportului sterilului la haldă interioară, folosindu-se formula:

$$c_T = c_D(1 + K_{reex}) \text{ [lei]} \quad (11.24)$$

în care c_T și c_D reprezintă costul excavării, transportului și depunerii unui m^3 de steril în haldă după sistemul cu transport și respectiv fără transport, în lei.

Pentru comparațiile tehnico-economice de orientare se poate socoti că la exploatarea rocilor moi și de tărie medie, costul transportului sterilului la halde exterioare este aproximativ același ca și pentru reexcavarea dublă a materialului din haldă, adică $(1 + K_{reex}) = 3$ (o excavare din masiv și două reexcavări din haldă).

11.1.3. METODE DE EXPLOATARE A AFLORIMENTELOR ZĂCĂMINTELOR DE ÎNCLINARE MARE

În multe bazine miniere din țară și străinătate se pune problema exploatării prin lucrări la zi a părții superioare — 40—50 m a zăcămintelor de înclinare medie și mare. Pentru acest lucru trebuie alese metode de exploatare adecvate care să necesite investiții mici, o durată scurtă de deschidere și un timp redus pentru atingerea capacității proiectate de producție. Aceste condiții pot fi realizate numai prin aplicarea metodelor de exploatare fără transport (fig. XX. 110).

Exploatarea aflorimentelor cu înclinare mare, cu grosime peste 20—25 m (fig. XX. 110, a). Pentru exploatarea acestor aflorimente se recomandă metoda fără transportul

sterilului din copertă, folosindu-se excavatoare tip draglină de mari dimensiuni, cu ajutorul cărora se poate exploata aflorimentul pe o adâncime de 35—40 m.

Organizarea lucrului constă în următoarele: după îndepărtarea aluviunilor se execută tranșee de pregătire, cu ajutorul excavatorului draglină, sterilul extras fiind depozitat în haldă provizorie, situată în parte peste afloriment. Executarea tranșeei,

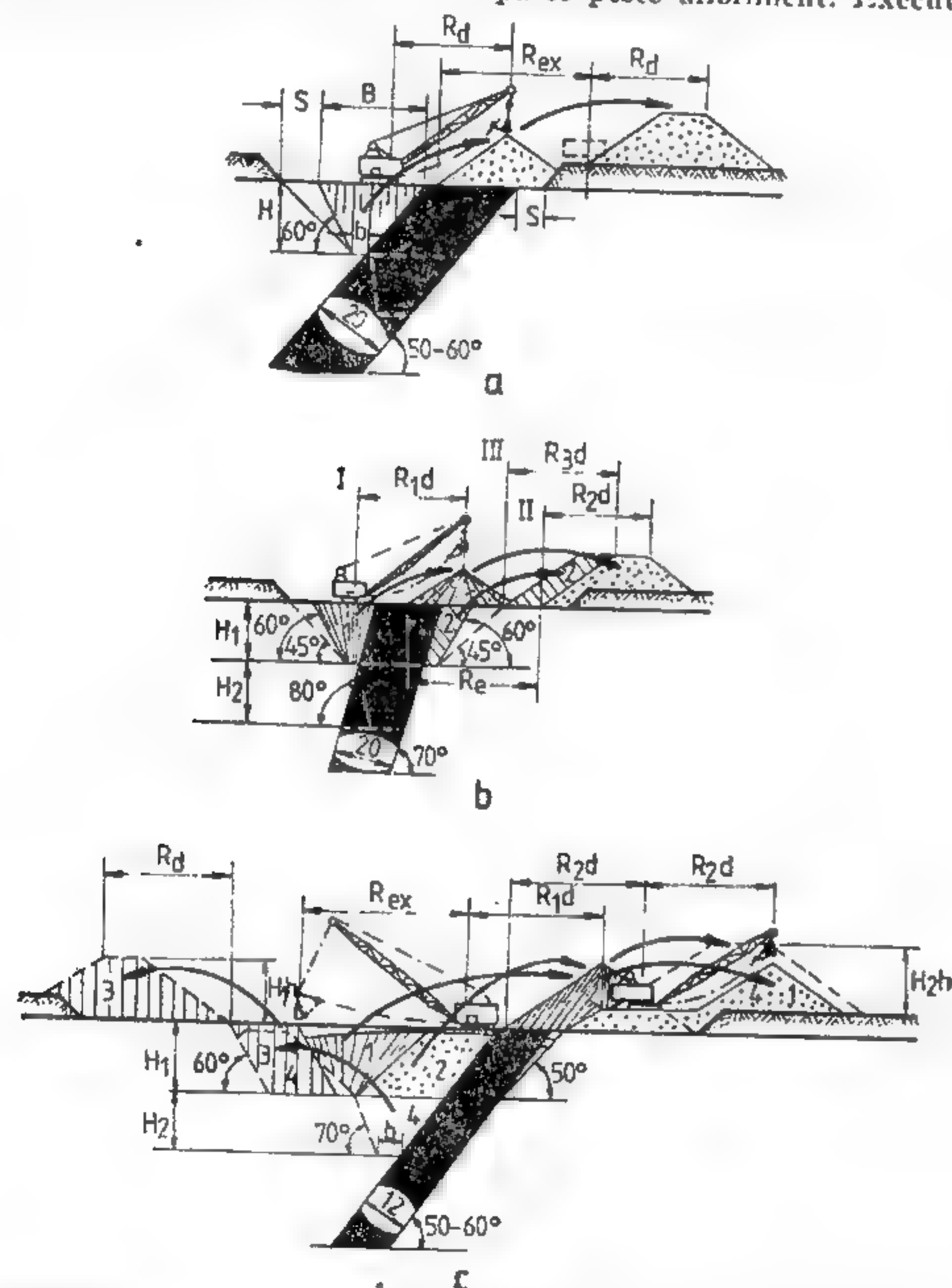


Fig. XX.110. Exploatarea prin lucrări la zi a aflorimentelor zăcămintelor stratiforme:

a — aflorimente de grosime mare și înclinare sub 60°; b — aflorimente de grosime mare și înclinare peste 60°; c — aflorimente de grosime medie și înclinare sub 60°; R_{ex} — raza de excavare; R_d — raza de descărcare; H — înălțimea trepte; H_1 — înălțimea haldelor; B — lățimea tranșeei la partea superioară; b — lățimea tranșeei la vatră; S — berma de siguranță.

reexcavarea sterilului și depunerea acestuia în haldă definitivă, situată în culcușul zăcămintului, se realizează cu același excavator, pe sectoare de 100—150 m. Cărbunele se extrage printr-un intrind cu lățimea egală cu grosimea stratului și pe toată înălțimea trepte formată de tranșeea de pregătire. Transportul utilului se poate face cu autocamioane basculante.

A doua treaptă de cărbune se extrage în retragere, cu excavatorul draglină, începând de la limita exploatării la zi. Excavatorul, așezat pe berma superioară a trepte, extrage cărbunele prin excavare de jos în sus și apoi descarcă cupa în spatele lui, rotindu-se cu 180°. Din depozitul provizoriu de pe berma superioară, cărbunele este încărcat cu un excavator lopată mecanică în autobasculante și transportat la punctul de livrare.

Exploatarea aflorimentelor de înclinare foarte mare și grosime de 20 — 25 m (fig. XX.110, b). În cazul acestor aflorimente, pentru asigurarea stabilității taluzelor apare necesitatea de a se face, pe o anumită adâncime, excavarea sterilului și din culcușul zăcămintului. Aceasta se realizează după extragerea utilului din prima treaptă, depozitând sterilul în haldă pe marginea exploatării la zi. Datorită înclinării mari a stratului, partea de util neextrasă din acoperiș în a doua treaptă va fi mai mică și, ca urmare, se vor micșora și pierderile de util.

Exploatarea aflorimentelor cu înclinare mare, cu grosime până la 15 m (fig. XX.110, c). În acest caz, grosimea stratului fiind limitată, apare necesitatea executării lucrărilor de descoperțare în acoperiș și pentru treapta a doua.

Tranșeea de pregătire a primei trepte trebuie să aibă următoarele dimensiuni: lățimea la partea superioară 50—55 m, adâncimea 18—20 m, lățimea la partea inferioară 25—30 m.

Excavarea tranșeei de pregătire se execută succesiv, pe sectoare de câte 100—150 m fiecare. Săparea tranșeei se face cu un excavator tip draglină care haldează provizoriu materialul excavat, pe berma din culcușul stratului, de unde prin intermediul unui al doilea și eventual al treilea excavator draglină va fi depozitat în haldă definitivă.

Înainte de a săpa tranșeea de pregătire pentru treapta a doua la nivelul primei trepte, se procedează la lărgirea marginii exploatării la zi în partea de acoperiș a stratului, depozitând sterilul pe aceeași parte a carierei. Această lărgire suplimentară este necesară pentru a se putea obține un spațiu în vederea depozitării sterilului rezultat de la săparea tranșeei de pregătire pentru treapta a doua.

Deci pentru descoperțarea stratului de util la nivelul trepte a doua sînt necesare două sau trei excavatoare tip draglină, unul sau două pentru lărgirea marginii carierei și depozitarea materialului în haldă definitivă și cel de-al treilea pentru săparea tranșeei 4 care va avea următoarele dimensiuni: lățime la vatră 5 m, lățime la partea superioară 25 m, adâncime 15 m.

Utilul din prima treaptă se extrage la o distanță de 75—150 m, în urma frontului de descoperțare. Extragerea se face pe toată înălțimea trepte printr-un singur intrind, cu lățimea egală cu grosimea stratului. Utilul afinat se încarcă în camioane autobasculante cu ajutorul unui excavator tip lopată mecanică. Vatra trepte servește ca drum pentru autocamioane, cu ieșirea la suprafață prin tranșeea de acces săpată la una din extremitățile carierei.

Săparea tranșeei de pregătire pentru treapta a doua, precum și extragerea utilului din această treaptă se fac în retragere, adică de la limita carierei spre tranșeea de acces.

Extragerea utilului se face pe toată înălțimea treptei a II-a și pe toată grosimea stratului tot cu ajutorul excavatorului tip draglină așezat pe treapta I. Descărcarea cupei se face pe berma de cărbune, după o rotire a excavatorului cu 180°, de unde utilul va fi încărcat în autobasculante și transportat la suprafață.

11.1.4. ORGANIZAREA LUCRĂRILOR DE DESCOPERTARE ȘI DE EXTRAGERE A SUBSTANȚEI MINERALE UTILE

La aplicarea în cariere a metodelor de exploatare cu depunerea sterilului în halde interioare, utilajul principal este excavatorul de la descopertare, la care se alege unul corespunzător pentru extragerea substanței minerale utile, iar în cazul folosirii reexcavării mai trebuie aleasă o draglină pentru efectuarea reexcavării sterilului din locul inițial de depozitare.

Organizarea lucrărilor în astfel de cariere se face în funcție de numărul complexelor de mașini în funcțiune. Frontul total al carierei se împarte în blocuri, fiecare prezentându-se ca un sector independent și deci trebuie să aibă intrare și ieșire din carieră.

În funcție de condițiile concrete ale carierei sînt posibile cîteva variante de organizare a lucrărilor.

Un singur bloc, cu o singură ieșire (fig. XX.111, a). Excavatorul de la descopertare merge înaintea celui de la extragerea substanței minerale utile, decalajul este funcție de condițiile de siguranță impuse. După extragerea intrîndului excavatoarele fac o cursă în gol și încep excavarea intrîndului următor din aceeași parte a carierei.

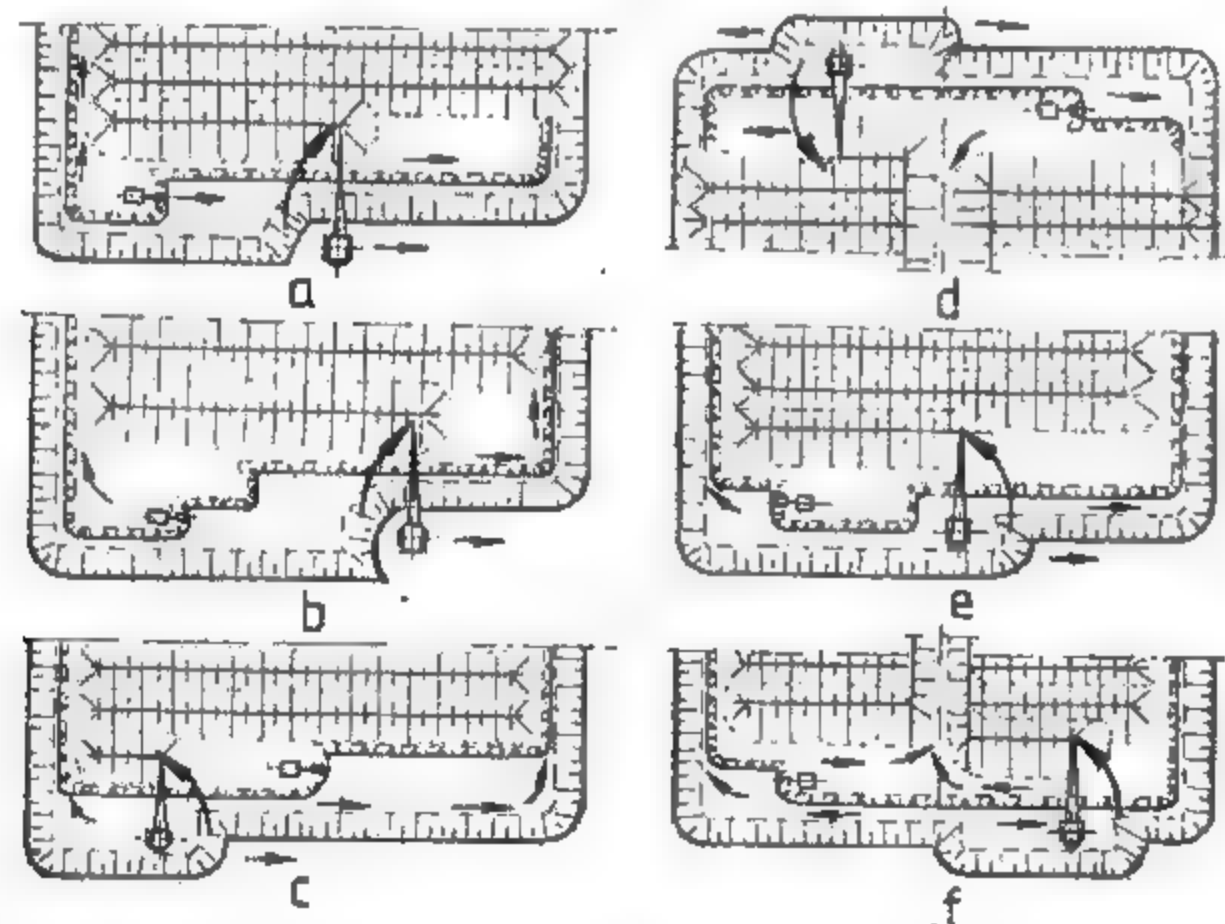


Fig. XX.111. Scheme de organizare a extragerii sterilului și utilului în cadrul metodelor de exploatare cu depunerea directă a sterilului în spațiul exploatat.

Un singur bloc, cu două ieșiri (fig. XX.111, b și c). Extragerea atât cu excavatorul de la descopertă cit și cu cel de la util se face în ambele sensuri (lucrează după sistemul suveică), însă după terminarea extragerii intrîndului, curent, are loc o staționare a excavatoarelor. După cum se constată de pe figură, excavarea substanței minerale

utile se poate face după două scheme: 1) excavatorul de la extragerea utilului urmează după cel de la extragerea sterilului (fig. XX.111, b); 2) excavatorul de la extragerea utilului merge înaintea celui de la descopertare (fig. XX.111, c).

Două blocuri cu o singură ieșire centrală (fig. XX.111, d). Tranșeea de ieșire de la front împarte cariera în două blocuri, în care se efectuează pe rînd lucrări de descopertare și de extragere.

Excavatorul de la descopertare face excavarea sterilului de la tranșeea centrală către flancurile cîmpului carierei. După excavarea unui intrînd pe o aripă (într-un bloc) excavatorul face marș în gol pînă la tranșeea centrală, de unde începe excavarea intrîndului de descopertare pe cealaltă aripă a cîmpului minier.

Extragerea utilului se face cu un excavator lopată mecanică care lucrează alternativ cu excavatorul draglină de la tranșeea centrală spre extremitățile blocurilor.

Schema este aplicabilă și la metoda de exploatare cu reexcavarea sterilului din locul inițial de depozitare dar, în acest caz, la descopertarea sterilului din dreptul tranșeei, aceasta va fi temporar umplută cu steril pentru ca să aibă pe unde trece draglina de la reexcavare.

La folosirea mașinilor de mare capacitate, lungimea totală a frontului de lucru trebuie să fie de cel puțin 2000 m.

Două blocuri cu două ieșiri pe flancuri (fig. XX.111, e). În cazul acestei variante, cîmpul carierei se excavează pe două aripi, în care se efectuează pe rînd lucrări de descopertare și de extragere a substanței minerale utile. Excavarea se face de la centru spre flancuri, atît la util cit și la steril, iar cursa în gol de la extremitatea cîmpului spre centru.

Pentru o activitate productivă va trebui ca lungimea totală a frontului să fie de cel puțin 2000 m.

Două blocuri cu trei ieșiri — una pe centru și două pe flancuri (fig. XX.111, f). La această variantă transportul se poate face în flux și deci este deosebit de avantajos în cazul folosirii autobasculantelor. De obicei, extragerea sterilului și utilului se face alternativ pe blocuri: de la centrul carierei spre extremitatea acestuia, iar cursa în gol a excavatoarelor invers, de la extremități spre centru. Și în acest caz lungimea totală a frontului trebuie să fie de cel puțin 2000 m.

Lungimea frontului de descopertare (L) adeseori depășește lungimea frontului de haldare (L_0) — $L > L_0$ — lucru provocat de crearea tranșeei de ieșire sau a drumurilor pentru transportul substanței minerale utile din orizonturile de extragere la suprafață. Aceasta obligă la mărirea înălțimii treptei de haldă pe întregul front, la mărirea coeficientului de reexcavare în sectoarele de dispunere a tranșeei de ieșire sau la aplicarea unor metode speciale pentru excavarea sectoarelor frontale.

În multe cariere, părțile frontale, în întregime sau în parte, sînt excavate cu ajutorul unor utilaje suplimentare și materialul rezultat este transportat sau este extras cu draglina și depus pe marginea carierei, unde se formează o haldă exterioară.

Dintre variantele de organizare prezentate sînt preferabile acele în care este posibilă funcționarea independentă a utilajelor de descopertare și a celor de extragere a substanței minerale utile.

11.2. METODE DE EXPLOATARE CU TRANSBORDAREA ROCILOR STERILE LA HALDE

La metodele de exploatare cu transbordarea rocilor în halde, acestea sînt depozitate în haldă interioare cu ajutorul unor instalații mobile: benzi transbordare în consolă sau poduri transbordare de mare deschidere.

Procesul tehnologic al lucrărilor în steril este compus din două operații de bază marcate prin: 1) excavarea rocii sterile; 2) transbordarea acestora și formarea haldelor. Excavarea rocilor sterile se face cu excavatoare cu acțiune continuă și mai rar cu excavatoare cu acțiune intermitentă. Roca excavată este transportată și depusă în halde interioare cu ajutorul transportoarelor cu bandă montate pe transbordoare cu braț în consolă sau pe poduri transbordoare de mare deschidere.

Aceste metode de exploatare se aplică în cazul unor strate orizontale sau de înclinare mică, cu rocile din copertă de tărie mică.

11.2.1. METODA DE EXPLOATARE CU TRANSBORDAREA ȘI DEPOZITAREA STERILULUI ÎN HALDE, CU FOLOSIREA TRANSBORDOARELOR CU BRAȚ ÎN CONSOLĂ

Transbordarele cu braț în consolă întrebuințate în exploatarea la zi au lungimi mari și sunt folosite pentru transportul sterilului din fronturile de lucru direct la halda interioară (fig. XX.112). Debitul acestor transbordoare trebuie să corespundă debitului excavatorului cu care lucrează în complex.

Deplasarea transbordoarelor cu braț în consolă de-a lungul fronturilor de lucru se poate face pe șenile, cu sistem pășitor sau, mai rar, cu trenuri de roți pe linii de cale ferată. Deplasarea pe șenile a acestor agregate asigură manevrabilitate mare și

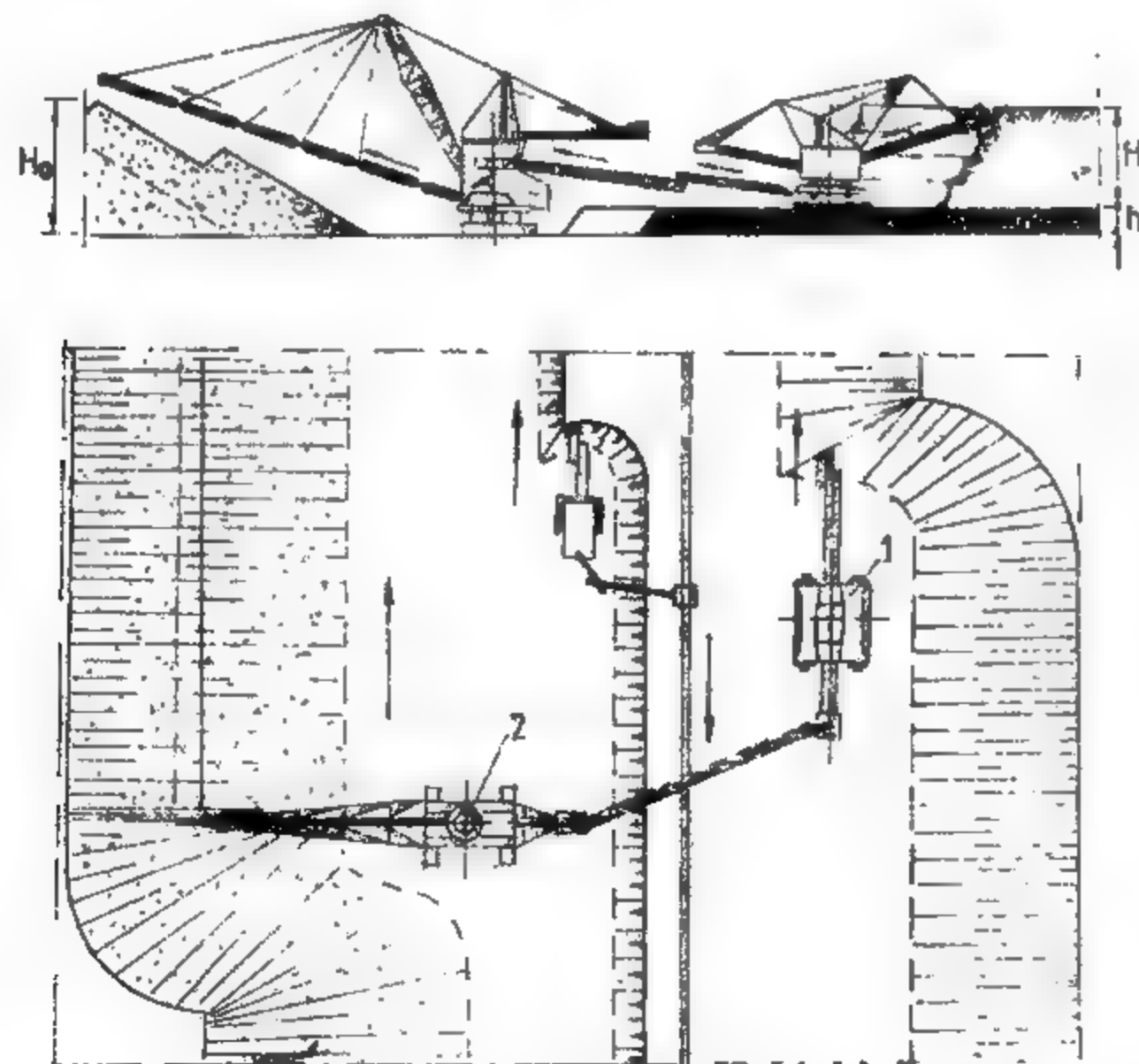


Fig. XX. 112. Metoda de exploatare cu transbordarea sterilului, cu folosirea unui transbordor cu braț în consolă:

1 — excavator cu rotor; 2 — transbordor cu braț în consolă.

se folosește pe scară largă. Construcțiile grele sunt prevăzute cu trei perechi de șenile cu acționare independentă a fiecărei perechi de șenile.

În cazul folosirii transbordoarelor cu braț în consolă, parametrii metodei de exploatare sunt limitați de elementele constructive ale transbordorului, așezarea în frontul de lucru și poziția transbordorului față de poziția frontului de lucru în util (fig. XX.113).

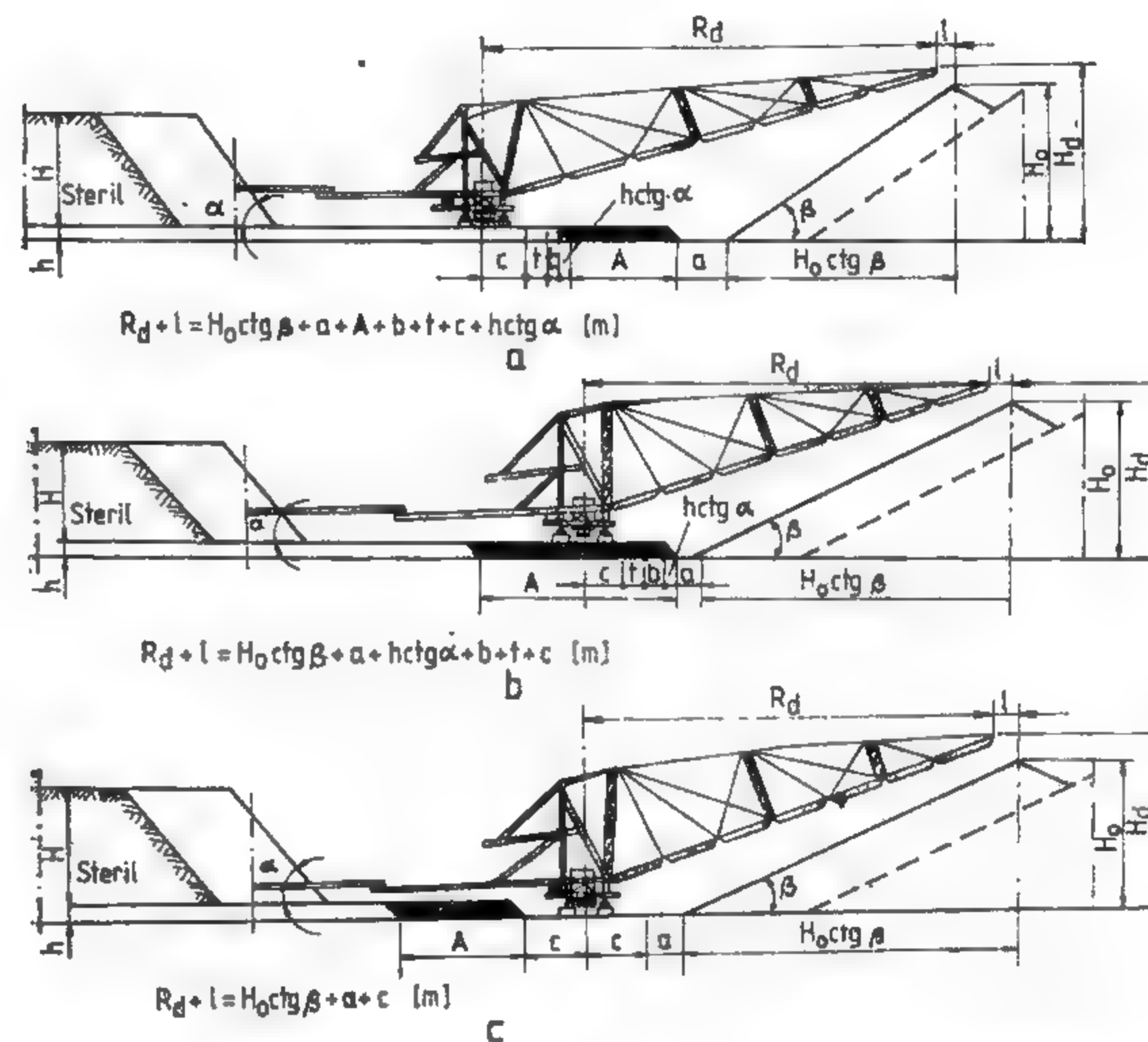


Fig. XX.113. Schemele tehnologice principale în cazul folosirii transbordoarelor cu braț în consolă:

a — deplasarea transbordorului pe stratul de util dincolo de intrindul în exploatare; b — deplasarea transbordorului pe stratul de util, pe intrindul în exploatare; c — deplasarea transbordorului pe vatra carierei; R_d — raza de descărcare a transbordorului cu braț în consolă, m; l — distanța de aruncare a materialului, m; H_0 — înălțimea haldei, m; β — unghiul de taluz al materialului haldat, grade; h — înălțimea stratului de subsol minerală utilă, m; α — unghiul de taluz al frontului de lucru la util; a — lățimea liberă a vetrei carierei, m; A — lățimea frontului de lucru din stratul de util, m; c — jumătate din lățimea sistemului de deplasare a transbordorului, m; b și t — distanțe de siguranță.

Metoda de exploatare cu transbordarea și depozitarea sterilului în halde cu folosirea transbordoarelor cu braț în consolă se caracterizează prin următoarele: transbordarea rocilor în haldă se face pe distanța cea mai scurtă; organizare simplă a lucrărilor de descoperire și de formare a haldelor; continuitatea procesului tehnologic;

utilizarea rațională, în timp, a excavatoarelor și a transbordoarelor cu braț în consolă; obținerea unei productivități înalte a muncii etc.

Avantajul principal pe care îl prezintă folosirea transbordoarelor cu braț în consolă pentru transportul sterilului din fronturile de lucru direct la haldă constă în faptul că transportul se realizează pe traseul cel mai scurt. Astfel, se elimină numărul mare de transportoare și operația de mutare a transportoarelor din fronturile de lucru și de la haldă. Transbordoarele cu braț în consolă au debite mari și construcție mult mai ușoară decât podurile transbordoare.

Dezavantajul principal al acestor agregate constă în faptul că nu pot asigura transportul peste deschideri mari între frontul de lucru și haldă, ceea ce limitează rezervele deschise, pregătite și gata de exploatare. De multe ori, pentru eliminarea acestui neajuns se folosesc transbordoare intermediare, ce fac legătura între excavator și transbordorul cu braț în consolă, sau se folosesc două transbordoare cu braț în consolă, care lucrează în serie, depunând sterilul în halda interioară sub forma a două trepte (fig. XX.114).

Practica dintr-o serie de cariere a dus la concluzia că pentru o activitate productivă va trebui să existe următoarea corelație între productivitatea echipamentului de excavare și lungimea frontului de lucru:

500—700 m ³ /h	700—1000 m
1000—2000 m ³ /h	900—1200 m
3000—5000 m ³ /h	1000—1500 m
7000—8000 m ³ /h	1200—1800 m

La aplicarea metodei de exploatare cu folosirea transbordoarelor cu braț în consolă o importanță deosebită pentru bunul mers al activităților o are stabilitatea haldelor, care se poate asigura prin: alegerea corectă a parametrilor metodei de exploatare; determinarea și menținerea corectă a unghiului de taluz al haldei; distribuirea corectă a maselor de steril în haldă; protejarea haldei contra inundațiilor și prevenirea deformării vetrei carierei pe care este amplasată halda interioară.

Pentru a avea stabilitate, halda interioară se construiește în 2—3 trepte cu înălțimea de 15—25 m fiecare sau se calculează având în vedere relațiile:

$$\begin{aligned} H_0 &= KH \text{ [m]} \\ \text{și} \\ H_0 &= H_{01} + H_{02} + H_{03} \text{ [m]} \\ H_{01} &= 0,25 H_0 \text{ [m]}; H_{02} = 0,5 H_0 \text{ [m]}; H_{03} = 0,25 H_0 \text{ [m]} \end{aligned} \quad (11.25)$$

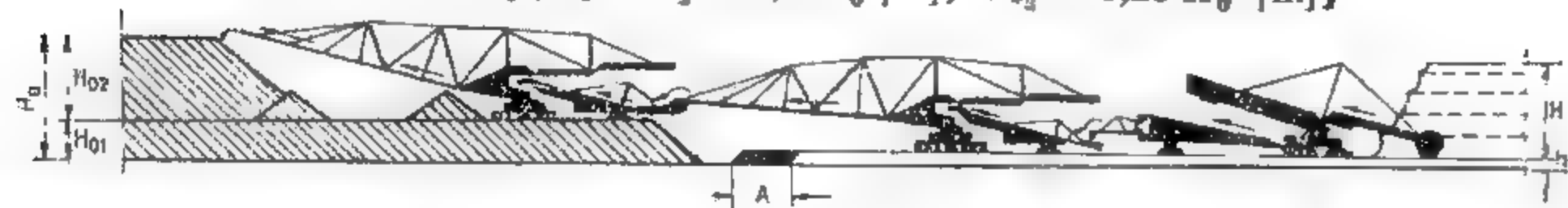


Fig. XX.114. Metoda de exploatare cu transbordarea rocilor sterile la halde interioare, cu folosirea a două transbordoare cu braț în consolă.

unde: H_0 este înălțimea totală a haldei, m;

H — înălțimea totală a copertei, m;

K — coeficientul de afinare a materialului în haldă.

H_{01} , H_{02} și H_{03} — înălțimile treptelor de haldă, în m, numerotate de la bază în sus.

11.2.2. METODA DE EXPLOATARE CU TRANSBORDAREA ȘI DEPOZITAREA STERILULUI ÎN HALDE CU FOLOSIREA PODURILOR TRANSBORDOARE

În cadrul acestei metode de exploatare, extragerea rocilor sterile se realizează cu ajutorul excavatoarelor cu acțiune continuă, iar transbordarea și depozitarea sterilului în haldă se face cu ajutorul transportoarelor cu bandă montate în interiorul podurilor transbordoare de mare deschidere, a căror construcție trebuie să corespundă condițiilor concrete de folosire, a caracteristicilor fizice și mecanice ale rocilor și utilajului din cariera respectivă.

Metoda de exploatare cu folosirea podurilor transbordoare se aplică la exploatarea zăcămintelor orizontale, bine explorate, fără deranjamente tectonice, în cimpuri miniere cu conturul regulat și roci stabile atit în masiv cit și în halde și, cu rezerve suficiente de substanțe minerale utile care să permită o activitate de exploatare de cel puțin 10—15 ani în condiții economice avantajoase.

Podurile transbordoare se utilizează pentru exploatarea straterelor orizontale de diferite substanțe minerale utile — cărbune, minereu de mangan, de fier, de fosfor etc. — acoperite cu sedimente de tărie mică și grosimea de 40—60 m.

După cum se constată din fig. XX.113, podurile transbordoare se folosesc pentru transportul direct-transversal peste fronturile de lucru, al materialului rezultat la descoperire, la halda interioară. Ele se caracterizează în principal prin faptul că au două puncte de sprijin, așezate la distanță relativ mare unul față de celălalt, între care construcția are forma unui pod.

În cazuri mai rare se folosesc și poduri transbordoare cu trei puncte de sprijin.

Către haldă, podul se poate sprijini fie pe cărbune, fie pe o treaptă de steril haldat în mod special, denumită și *haldă prealabilă*, *înaintașă* sau *avansată* (fig. XX.115).

În cazul folosirii podurilor transbordoare, parametrii metodei de exploatare sînt limitați de lungimea consolei L_K și de distanța dintre reazemele construcției L_n (fig. XX.115, a și b).

Sprijinirea către haldă pe cărbune prezintă avantajul că, datorită rezistenței mari a cărbunelui, se elimină posibilitățile de cedare a terenului sub piciorul de sprijin al podului. În același timp, stratul sau bancul de cărbune, pe care se face sprijinirea, poate fi extras numai după piciorul de sprijin, ceea ce reprezintă o limitare a gradului de libertate în extragere. Un alt dezavantaj constă în faptul că partea în consolă a podului trebuie să aibă o lungime mare.

Cînd podul se sprijină către haldă pe o treaptă a acesteia, înălțimea și lățimea, treptei de steril se stabilește din condiția de stabilitate sub acțiunea greutății podului. Avantajele principale ale acestui mod de sprijinire sînt: crește cantitatea de rezervă pregătită și gata de exploatare; stratul inferior se exploatează deodată pe toată grosimea lui; lungimea părții în consolă este relativ mică. Dezavantajul sprijinirii pe o treaptă prealabilă de haldă constă în faptul că, în cazul cînd nu poate fi asigurată o bună și permanentă stabilitate a treptei de sprijin, pot avea loc alunecări ale treptei înaintașe sub greutatea piciorului de sprijin al podului.

Profilul transversal al haldei poate fi simplu sau în mai multe trepte (fig. XX.116). Profilul simplu se obține la depozitarea rocii în haldă într-o singură treaptă, lucru posibil în cazul unor roci stabile și dacă reazemul dinspre haldă este dispus pe o treaptă de util și lungimea părții în consolă este suficient de mare. Se recurge la un profil în mai multe trepte a haldei dacă roca este insuficient de stabilă; în acest caz, în partea dinspre haldă a podului se prevăd 2—3 puncte de descărcare.

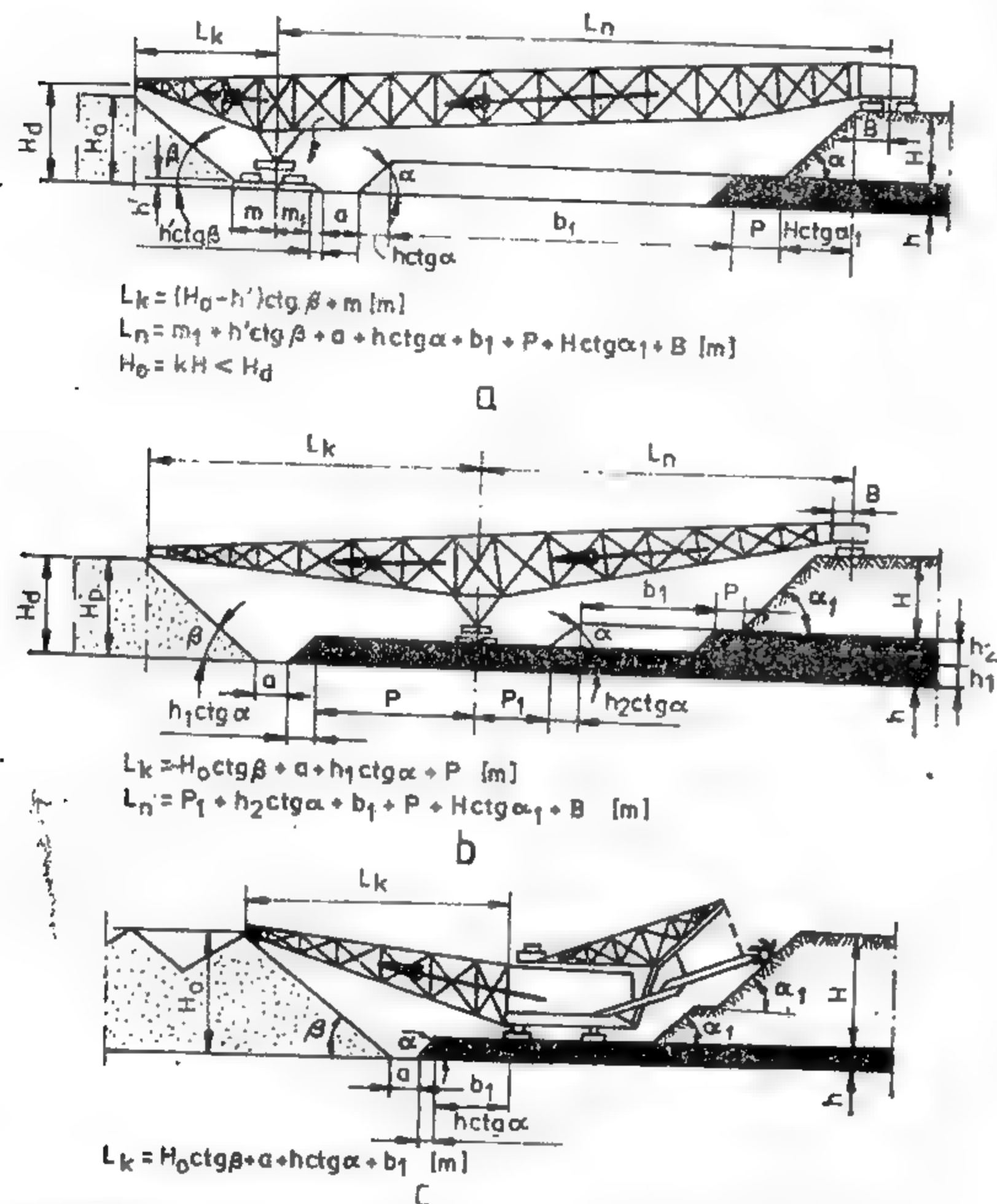


Fig. XX.115. Metoda de exploatare cu transbordarea și depozitarea sterilului în halde, cu folosirea podurilor transbordare:

a — cazul sprijinirii podului pe o treaptă înaintea de haldă; b — cazul sprijinirii podului pe stratul de substanță minerală utilă; c — cazul agregatului pod transbordor-excavator cu rotor; H — înălțimea copertei, m; h — înălțimea stratului de util, m; H_0 — înălțimea de deversare a materialului, m; H_d — înălțimea haldei, m; a — lățimea minimă a vetrei carierei, m; b_1 — lățimea bermei treptei de util necesară a fi extrasă într-o lună, m; m, m_1, P și P_1 — berme de siguranță, m; B — jumătate din lățimea sistemului de deplasare a podului către copertă, m.

Către copertă, podurile transbordare se pot sprijini pe o treaptă de descoperță și mai rar pe acoperișul stratului de substanță minerală utilă (fig. XX. 117). În ambele cazuri se recomandă ca berma pe care se sprijină podul să fie în același timp, și berma pe care vehiculează utilajele de excavat, aceasta pentru a se elimina transbordările dintre podul transbordor și excavatoare.

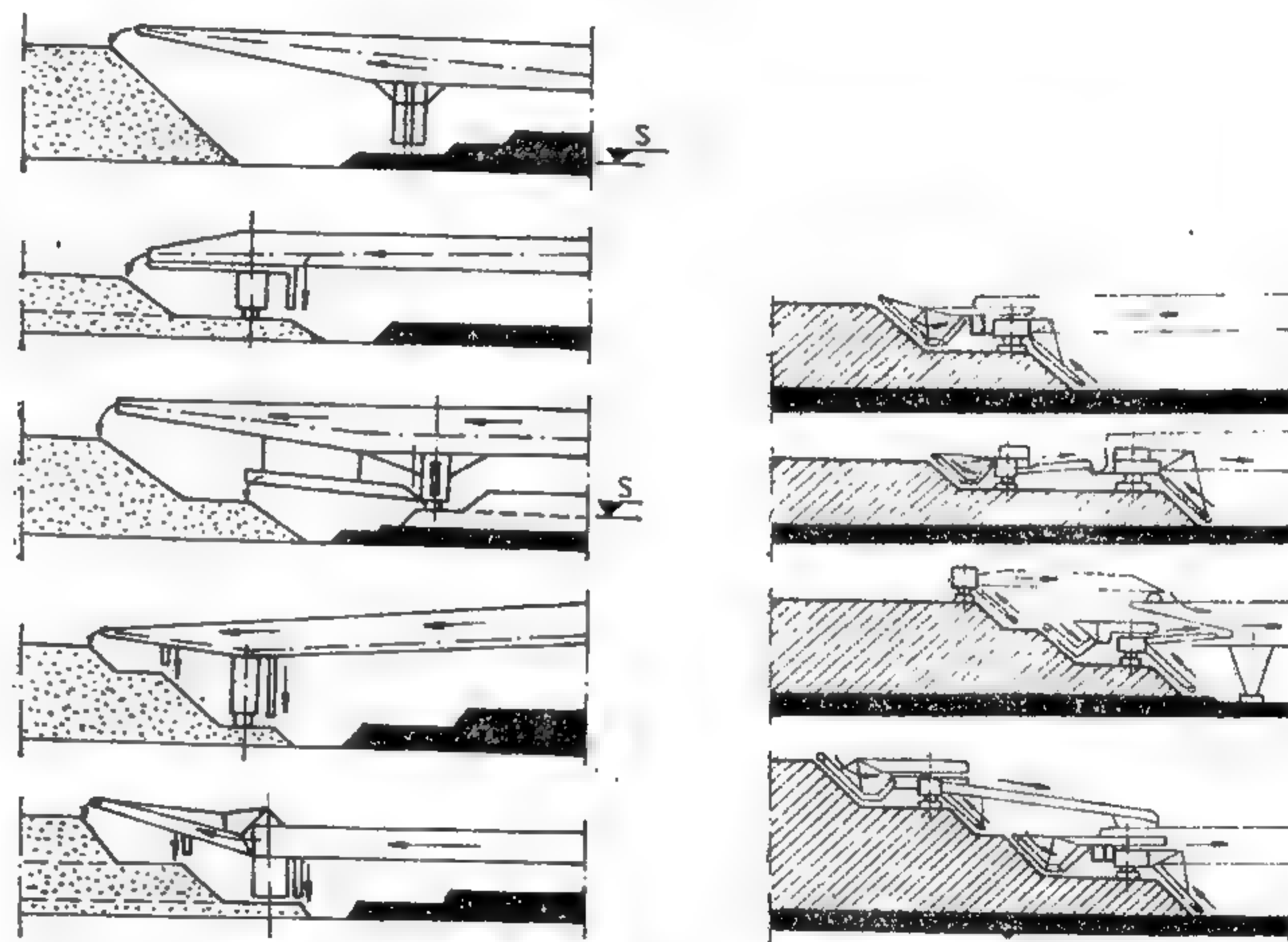


Fig. XX.116. Sprijinirea podului către haldă și profilul transversal al haldei.

Fig. XX.117. Sprijinirea podului către copertă.

Înălțimea reazemelor podurilor transbordare se determină, în principal, în funcție de grosimea copertei și a stratului de substanță minerală utilă, astfel încât excavatoarele ce lucrează la extragerea utilului să poată trece fără dificultăți pe sub pod.

Pentru folosirea cu succes a podurilor transbordare în exploatarea la zi, construcția lor trebuie să corespundă următoarelor condiții:

a) Podul transbordor trebuie să aibă o anumită *mobilitate orizontală*, adică trebuie să aibă posibilitatea de a se mări, într-o oarecare măsură, lungimea construcției între reazeme. Mobilitatea orizontală a podului este cerută atât de condițiile tehnice cât și cele de exploatare. După felul construcției, mobilitatea orizontală a podului variază între 10 — 50 m.

b) Podul transbordor trebuie să aibă o anumită *mobilitate verticală*, adică posibilitatea de a se modifica într-o oarecare măsură înălțimea reazemelor. De obicei, această mobilitate se cifrează de la ± 1 m până la 10–12 m.

c) Podul transbordor trebuie să aibă și o anumită *mobilitate unghiulară*, adică posibilitatea de deviere din poziție normală într-o poziție oblică în raport cu frontul de lucru. Devierea unghiulară a podurilor variază la diferite construcții, între $\pm 20^\circ$ și $\pm 45^\circ$, și acest lucru se datorește faptului că ferma principală se reazemă pe picioarele de sprijin, la ambele capete, prin intermediul unor coroane cu bile.

Productivitatea anuală a podurilor transbordare variază de la câteva milioane m^3 steril până la câteva zeci de milioane m^3 steril depus în halde.

Avantajele principale ale podurilor transbordare constau în: folosirea în cel mai înalt grad a excavatoarelor ce lucrează la descoperire; continuitate în lucru și productivitate înaltă a muncii personalului afectat.

Ca dezavantaje ale folosirii podurilor transbordare în cariere menționăm: condiții restrinse de utilizare; utilaj complicat și costisitor; volum mare a lucrărilor miniere de deschidere și pregătire pentru introducerea podului în exploatare și funcționare sezonieră a utilajului.

Când deschiderea carierei este mare, datorită grosimii mari a copertei, care impune existența a mai multor trepte, este necesară montarea unuia sau a două transporatoare — pod intermediar — care să facă legătura între podul transbordor propriu-zis și mașinile excavatoare ce se află pe alte trepte decât pe aceea pe care se sprijină podul (fig. XX. 118).

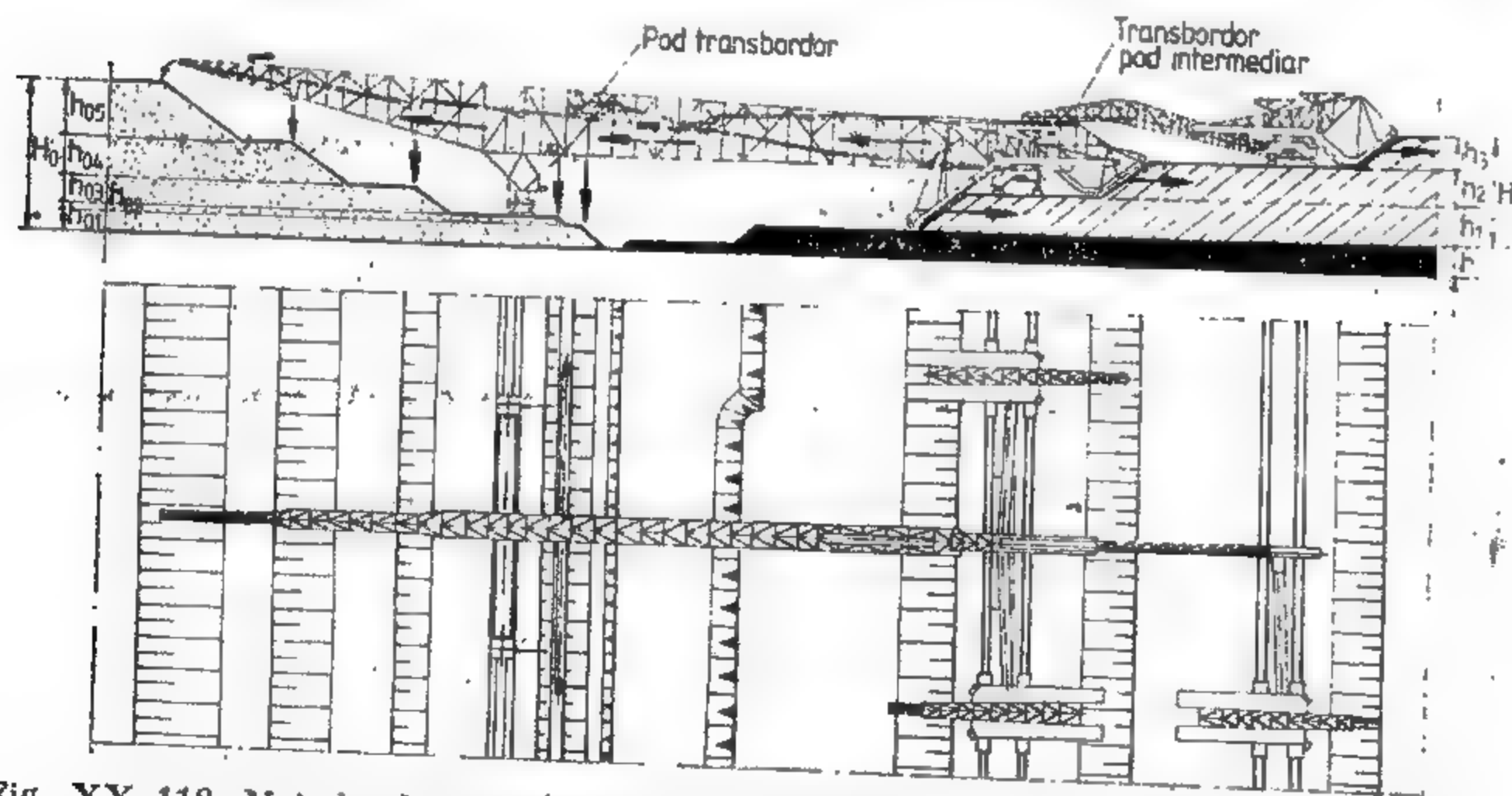


Fig. XX. 118. Metoda de exploatare cu transbordarea rocilor la halde interioare, cu folosirea unui pod transbordor și a unui transbordor pod intermediar.

Există propuneri ca în cazul carierelor adânci, cu grosimi ale copertei până la 80–100 m, să se folosească mai multe poduri transbordare așezate în serie (fig. XX. 119).

Pentru a reduce cât mai mult personalul de deservire și cheltuielile de exploatare, atât pentru utilajele de transport cât și pentru cele de excavare, au fost construite poduri transbordare care se sprijină numai pe cărbune, având partea în consolă de lungime foarte mare, mașina de excavare formând o construcție comună cu podul. O astfel de construcție este prezentată în fig. XX. 115, c, care permite ca roata cuțcupe

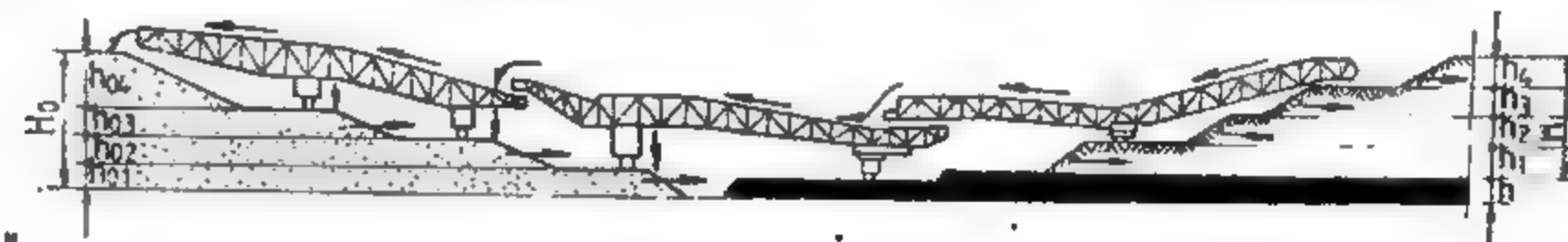


Fig. XX. 119. Metoda de exploatare cu folosirea mai multor poduri transbordare așezate în serie.

de mare debit să poată tăia coperta într-o singură treaptă, cu înălțimea până la 50–60 m. Când în grosimea copertei există și strate de substanță minerală utilă, agregatul are posibilitatea de a face și o tăiere selectivă.

Prin folosirea podurilor transbordare în condiții favorabile, productivitatea muncii crește până la de două ori, iar costul se reduce la jumătate față de aceste elemente obținute la transportul pe cale ferată sau cu transportoare cu bandă așezate pe sol.

Dimensiunile transversale ale carierei sunt limitate, totuși acestea depășesc cu mult pe cele de la metodele de exploatare cu depozitarea directă a sterilului în spațiul exploatat. Distanța de deplasare a rocilor sterile din frontul de extragere până la haldă variază pentru transbordarele cu braț în consolă de la 50–150 m, iar pentru podurile transbordare de la 300–600 m, în timp ce pentru excavatoarele de dezvoltare ea variază numai de la 20–30 m până la 50–100 m. De aceea, la metodele de exploatare cu transbordarea sterilului în spațiul exploatat cu ajutorul transbordarelor cu braț în consolă sau podurilor transbordare, înălțimea treptelor și lățimea bermelor de lucru se admit mai mari, iar cantitatea de rezerve deschise, pregătite și gata de exploatare este suficient de mare, mai ales în cazul folosirii podurilor transbordare.

11.3. METODE DE EXPLOATARE CU TRANSPORTUL ROCILOR STERILE LA HALDE

Metodele de exploatare cu transportul sterilului la halde cuprind trei operații principale în procesul tehnologic de la descoperire, constând din: extragere-încărcare; transport; haldare.

În funcție de natura rocilor sterile, extragerea în cadrul acestor metode de exploatare se poate face direct cu utilaj mecanic sau prin lucrări de perforare-împușcare. Transportul rocilor sterile din frontul de lucru până la halde se realizează cu ajutorul mijloacelor de transport feroviare, auto sau a transportoarelor cu bandă montate pe sol, în funcție de caracteristicile geologo-miniere ale zăcămintului, de volumele necesare de transportat și de intensitățile necesare de realizat la efectuarea lucrărilor miniere în cariere.

Experiența multor cariere mari din lume arată că la un volum de descoperire anual de 5,0—5,5 milioane metri cubi și o distanță de transport de 1,0—1,2 km este indicat a se aplica transportul auto. La un volum anual de descoperit de 5,5—25,0 milioane metri cubi și o distanță de transport de 1,3—6,0 km este indicată aplicarea transportului cu bandă, iar transportul pe cale ferată este rațional a se aplica la distanțe de transport de peste 3—3,5 km, în cariere cu volume de descoperire de ordinul milioane de metri cubi pe an.

Metodele de exploatare cu transportul rocilor sterile la halde se aplică în orice condiții de configurație a terenului, de grosime și tărie a rocilor sterile și substanței minerale utile, de așezare a corpurilor de substanță minerală utilă. Haldele la care se transportă sterilul provenit de la descoperire pot fi amplasate în interiorul perimetrului de exploatare la zi, în exteriorul acestuia sau combinat — în interiorul și exteriorul perimetrului carierei.

Principalele particularități caracteristice ale metodelor de exploatare cu transportul rocilor sterile la halde constau în: independența lucrărilor de descoperire și a celor de extragere a substanțelor minerale utile; posibilitatea intensificării lucrărilor de descoperire pentru realizarea unor cantități mari de rezerve de substanțe minerale utile deschise, pregătite și gata de exploatare; amplasarea și concentrarea rațională a fronturilor de lucru atât în steril cât și în util; existența comunicațiilor de transport pe fiecare orizont de lucru al carierei etc.

11.3.1. METODE DE EXPLOATARE CU TRANSPORTUL ROCILOR STERILE LA HALDE INTERIOARE

În cadrul acestor metode de exploatare rocile sterile rezultate din copertă sînt transportate în spațiul exploatat, unde formează halde interioare. Aceste metode de exploatare se aplică la zăcămintele orizontale sau puțin înclinate de grosime mică, medie sau mare, cu coperta de grosime medie sau mare, care încapă în întregime în spațiul exploatat.

Metoda de exploatare cu transportul feroviar al sterilului la halde interioare. În cazul acestei metode de exploatare transportul rocilor sterile la halde interioare și a utilului în exteriorul carierei se face cu mijloace feroviare de transport (fig. XX. 120).

Eficacitatea economică a utilizării transportului feroviar crește odată cu creșterea volumului de steril ce trebuie transportat și scade cu creșterea adîncimii carierei.

Principalele elemente ale metodei de exploatare constă din înălțimea treptei, lățimea intrîndului abatut, numărul de blocuri și lungimea unui bloc, unghiurile de taluz ale treptelor de lucru și lățimea bermelor sînt stabilite cu luarea în considerare a condițiilor tehnico-miniere și de exploatare. La excavarea rocilor moi sînt întrebuintate excavatoare elindă, cu rotor, sau cu o cupă și înălțimea treptei se admite ca fiind egală cu înălțimea de excavare a excavatorului.

Un rol important îl joacă amplasarea bermelor de lucru de la treptele de descoperire și de la cele de haldă. Aceste berme trebuie să fie amplasate aproximativ la același nivel, pentru a se evita transportul sterilului pe rampă în direcția circulației cu încărcătură. Se admite amplasarea bermelor de lucru de la haldă mai jos decît bermele de lucru corespunzătoare lor de la treptele de descoperire; în acest caz pantele vor fi în direcția circulației cu încărcătură, iar rampele, în direcția circulației convoaielor goale. Astfel, transportul rocilor sterile se face mai ușor și economie (fig. XX. 121).

Ținînd seama de cele prezentate în fig. XX. 121, se asigură un profil favorabil și o lungime minimă a căilor pentru transportul rocilor sterile.

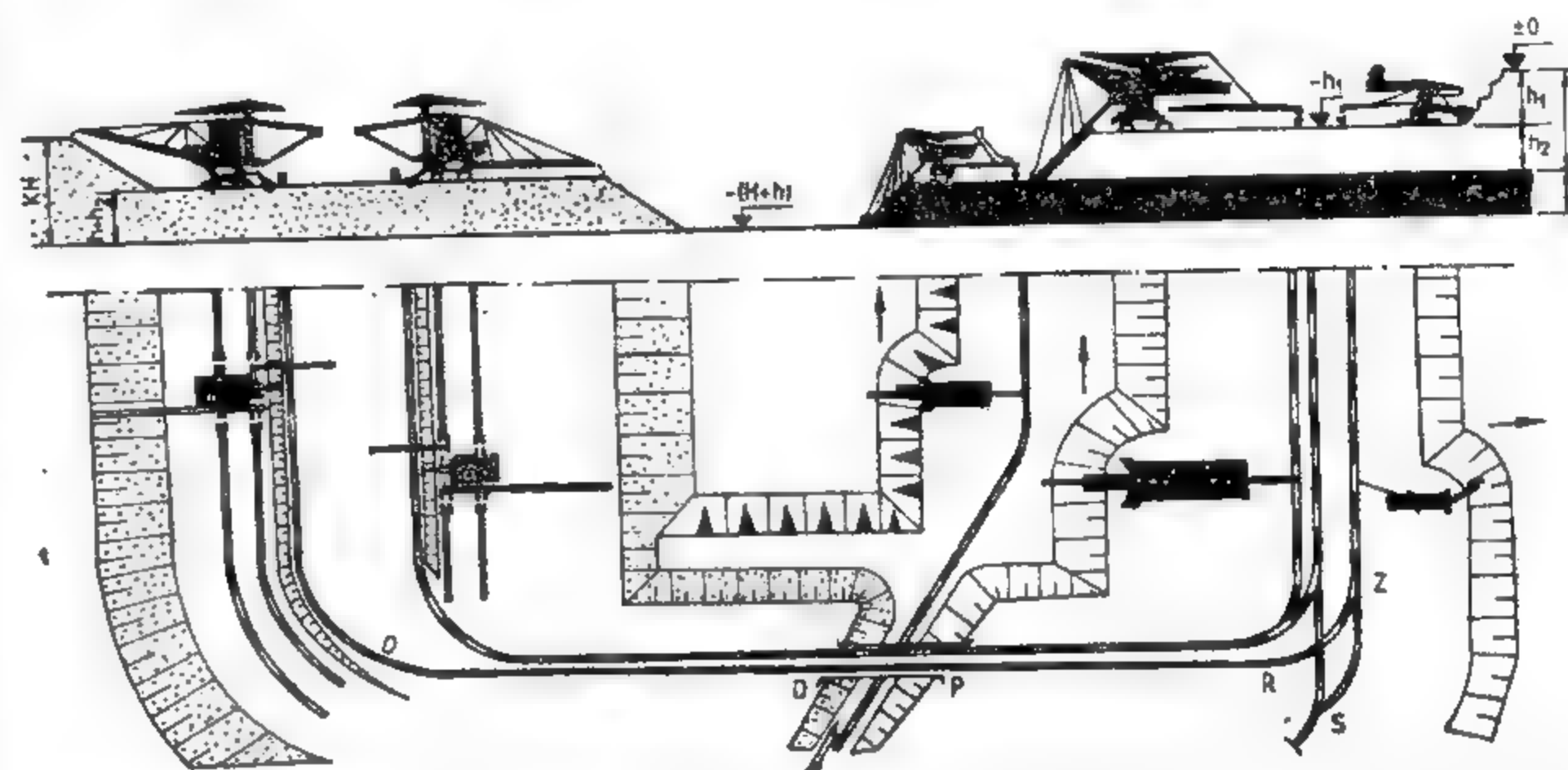


Fig. XX.120. Metoda de exploatare cu transportul feroviar al rocilor sterile la halde.

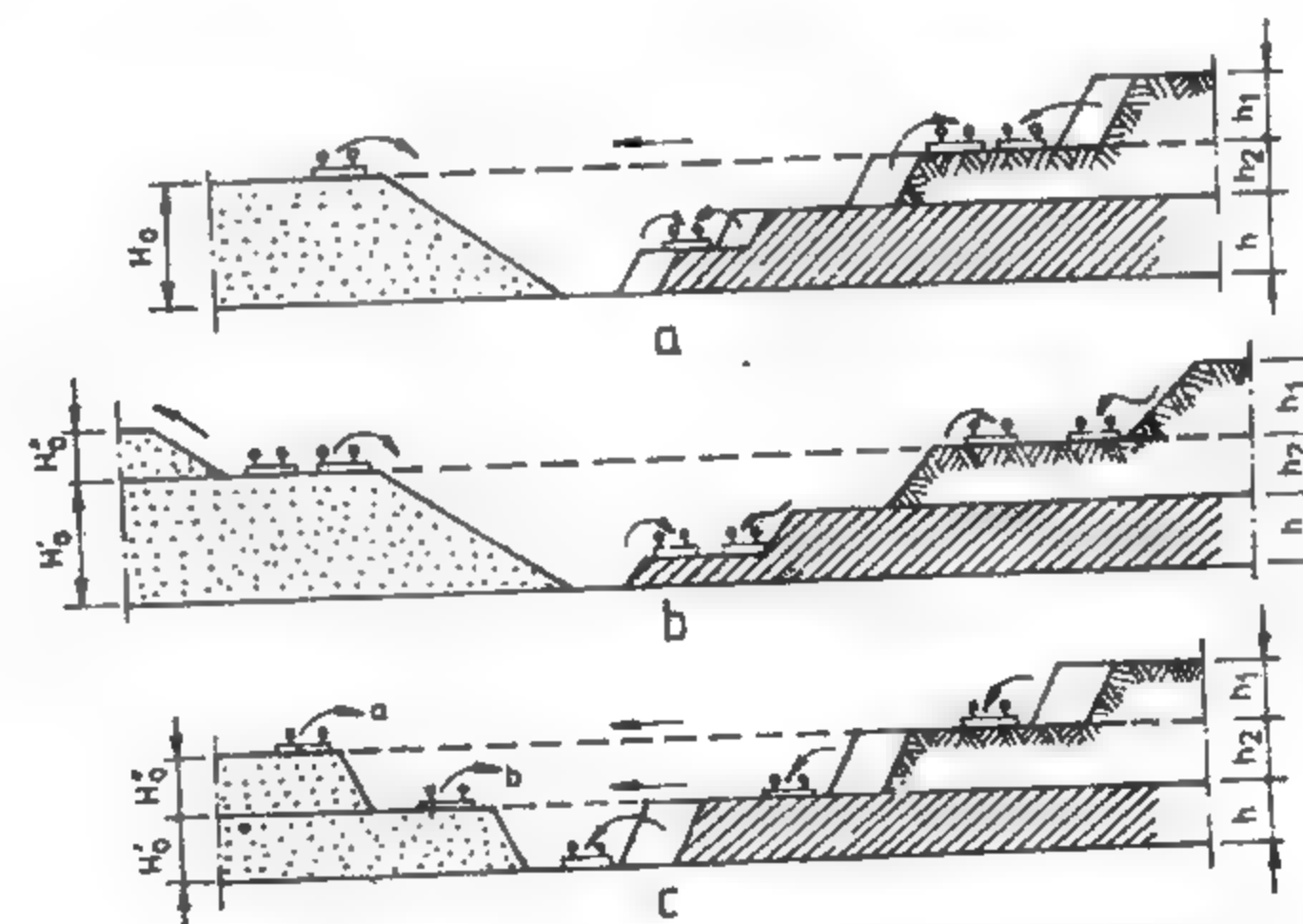


Fig. XX.121. Variante de amplasare a orizonturilor de transport la halde interioare.

Numărul garniturilor de trenuri și a vagoanelor din garnitură pentru fiecare excavator ce lucrează la descoperire se stabilește în funcție de organizarea traficului și productivitatea excavatorului. În cariere se folosesc, de obicei, locomotive electrice cu greutatea aderentă de 750—1500 kN, vagoane basculante de 600—1800 kN și întreaga garnitură ajunge la o greutate de 10 000—12 000 kN.

Haldele din cariere pot fi echipate cu pluguri, cu excavatoare cu o singură cupă sau cu abzele. Lucrările de haldare trebuie să fie mecanizate corespunzător cu mecanizarea întrebuintată la descoperire, cu volumul de descoperire care se realizează în unitatea de timp și cu caracteristicile fizico-mecanice ale rocilor ce se depun în haldă. Cheltuielile pentru haldare reprezintă 15—25 % din cheltuielile totale de descoperire, iar numărul muncitorilor ocupați la halde reprezintă 25—30 % din totalul personalului sectorului de descoperire.

La metodele de exploatare cu folosirea mijloacelor de transport a sterilului la halde interioare, deplasările încărcăturilor de roci sterile și de substanță minerală utilă sînt separate și reciproc independente. Căile lor de transport se încrucișează la diferite cote de nivel (fig. XX.120).

La transportul rocilor sterile la halde interioare, un rol important îl are *punctul de întoarcere* $Z-S-R-P-D-O$ (fig. XX.120).

Punctul de întoarcere are rolul de a stabili legătura între linia ferată ce duce la suprafață S , liniile ferate ce duc la fronturile de lucru de la descoperire R și liniile ferate O ce duc la haldă.

În cazul cel mai simplu căile punctului de întoarcere sînt compuse din două curbe și dintr-un aliniament între ele.

Curbele leagă aliniamentul cu căile ferate de la descoperire și respectiv cu cele de la haldă.

Avînd în vedere că volumul lucrărilor pentru construirea punctului de întoarcere este destul de mare, acesta este plasat de obicei în zona cîmpului de exploatare la zi cu coperta cea mai subțire, evident dacă această poziție satisface simultan și celelalte cerințe de exploatare.

Metoda de exploatare cu transportul continuu al sterilului la halde interioare.

Metoda de exploatare cu transportul continuu al sterilului la halde interioare se utilizează în cazul zăcămintelor orizontale sau puțin înclinate, cu rocile din copertă de tărie mică sau cel mult medie.

În cadrul acestei metode de exploatare transportul utilului în exteriorul carierei și a sterilului la halde interioare se face cu transportoare cu bandă montate pe sol (fig. XX.122). Aceste transportoare se mută periodic paralel cu direcția de transport din fronturile de lucru (copertă, util, haldă). Au lungimi egale cu lungimea frontului de lucru (500—1500—2000 m) și viteze de 2,5—6 m/s. Extragerea rocilor în fronturile de la descoperire se face cu utilaj mecanic cu acțiune continuă, iar depunerea în haldă se realizează cu mașini de haldat de mare capacitate. Bermele de lucru de la descoperire și haldă sînt amplasate de obicei la aceeași cotă de nivel. Această metodă de exploatare este aplicată și la noi în țară la majoritatea carierelor din zona purtătoare de lignit a Olteniei. Metoda prezintă avantajul transportului continuu; a unei productivități mai mari și a costului mai mic față de cazul transportului pe cale ferată. În cazul rocilor moi, cheltuielile de transport reprezintă 60—80 % din costul descoperirii.

La aplicarea tehnologiilor de lucru în flux continuu în exploatarea la zi, o atenție deosebită trebuie acordată alegerii utilajelor din flux, care constau din excavatoare cu rotor pentru excavare și încărcare, transportoare cu benzi pentru transport și transbordare cu braț în consolă pentru depunerea materialului în haldă.

În carierele din România lucrează complexe cu productivitatea maximă orară de 800, 1800 și 2500 m³/h, conform celor specificate în tabelul XX.46.

În scopul echipării judicioase a unei cariere, la stabilirea numărului de excavatoare ce vor lucra în șantier trebuie să se aibă în vedere următoarele: forța de tăiere a excavatoarelor trebuie să fie corespunzătoare rocilor ce se excavează; fondul de timp

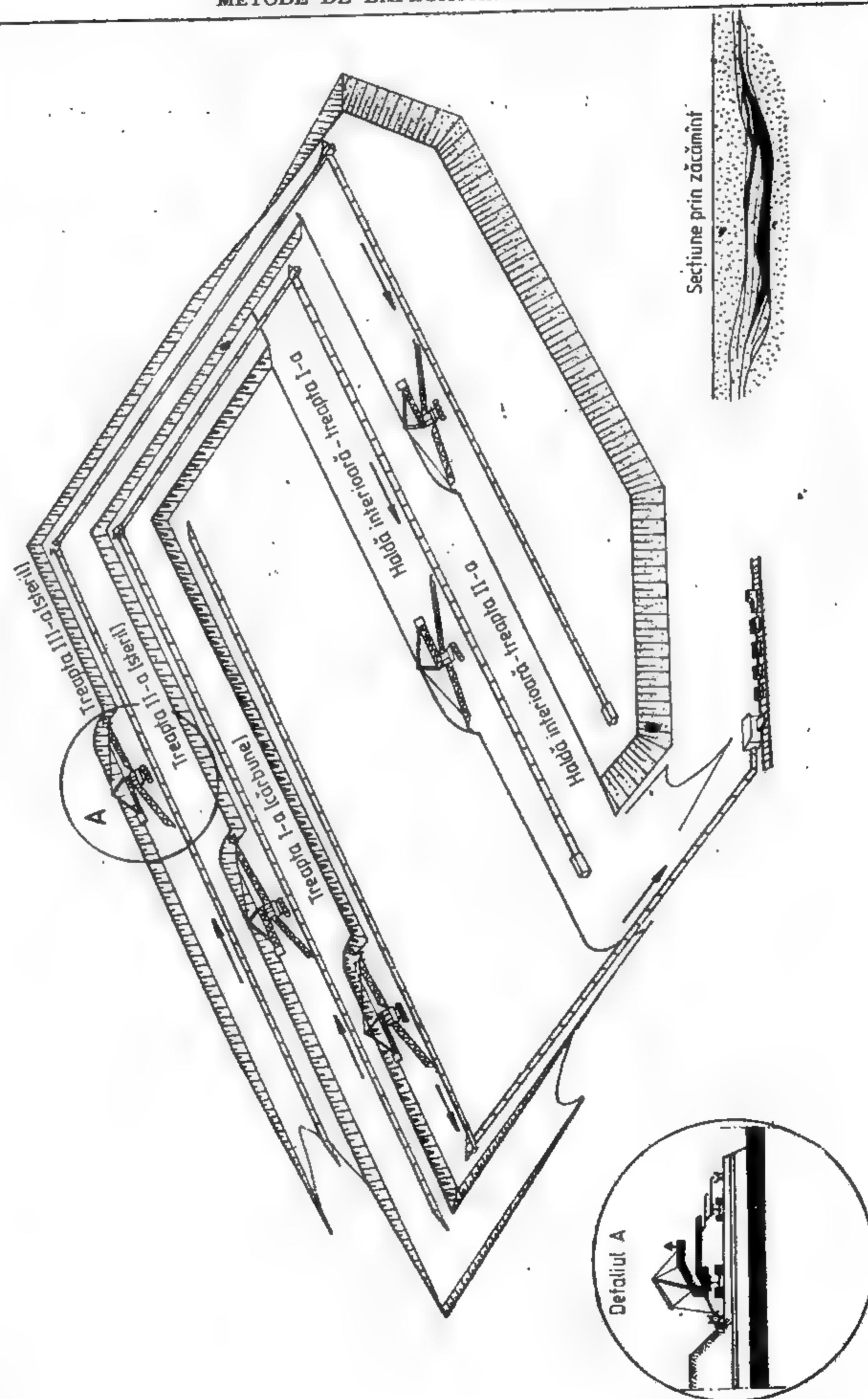


Fig. XX.122. Metoda de exploatare cu transportul continuu al rocilor sterile în halde interioare.

Tabelul XX.46

Clasificarea complexelor din dotarea exploatărilor la zi din România în ierarhia mondială

Complexul tehnologic	Producția max. orară [m ³ /oră]	Tipul excavatorului	Tipul abșterului	Banda, B [mm]	Fabricat — țara
CT. 1	800	SRs.470	ARs. B. 2500	1200—1400	R.D.G. + România
	1600	Sch. Rs.400	ARs. B. 4400	1400	R.F.G.
CT. 2	1800	SRs. 1300	ARs. B. 6300	1600	R.D.G.
		Sch. Rs. 1400			R.F.G. + România
CT. 3	2500	SRs. 2000	ARs. B. 12500	2250	R.D.G.

de lucru la util este diferit de cel de la descoperțare; capacitățile de producție ale excavatoarelor de la util și de la descoperțare să fie acordate armonios, fără a se crea rezerve de capacități exagerate sau chiar utilaje în plus; caracteristicile excavatoarelor să fie corespunzătoare condițiilor impuse de elementele carierei și de rocile în care se excavază și pe care vehiculează utilajele; să se evite, pe cât posibil, un număr mai mare de 2—3 tipuri de excavatoare la o carieră.

Excavatorul fiind utilajul conducător determină caracteristicile mijloacelor de transport precum și ale utilajelor de haldare care trebuie să acopere capacitatea de producție a excavatoarelor. În acest sens, se precizează că benzile transportoare de la util și steril și utilajele de haldare trebuie să fie dimensionate în ipoteza că toate excavatoarele lucrează simultan la capacitatea maximă. De asemenea, aceeași condiție se pune și la stabilirea tipului de transbordor cu braț în consolă, care va fi dimensionat pentru a putea prelua volumul maxim de steril ce îl va depune la haldă.

Schemele tehnologice de transport cu transportorul cu bandă a sterilului din copertă în baldele interioare sunt determinate de numărul treptelor de descoperțare, de schema de deschidere și pregătire a cîmpului minier, de tipul și de productivitatea utilajului de extragere, de transport și de haldare.

În fig. XX.123 sunt prezentate o serie de scheme privind exploatarea pe una sau pe două aripi a cîmpului unei cariere.

Eficacitatea aplicării uneia sau alteia din schemele prezentate mai sus depinde de condițiile concrete ale carierei și de existența unui anumit tip de echipament pentru transportul minier.

Utilul extras în carieră ajunge prin intermediul mai multor transportoare nestaționare și semistaționare pe un transportor staționar magistral, care îl transportă la stația principală de încărcare în vagoane, de unde la calea spre consumator. În situația cînd consumatorul este situat în imediata apropiere a carierei, utilul este adus pe benzi direct în depozitul de util al uzinei sau respectiv pînă la stația ei de sfărîmarea.

În ce privește tehnologia de tăiere în carieră, utilul este excavat pe mai multe trepte, care sînt stabilite în funcție de grosimea stratului de util, de înălțimea de tă-

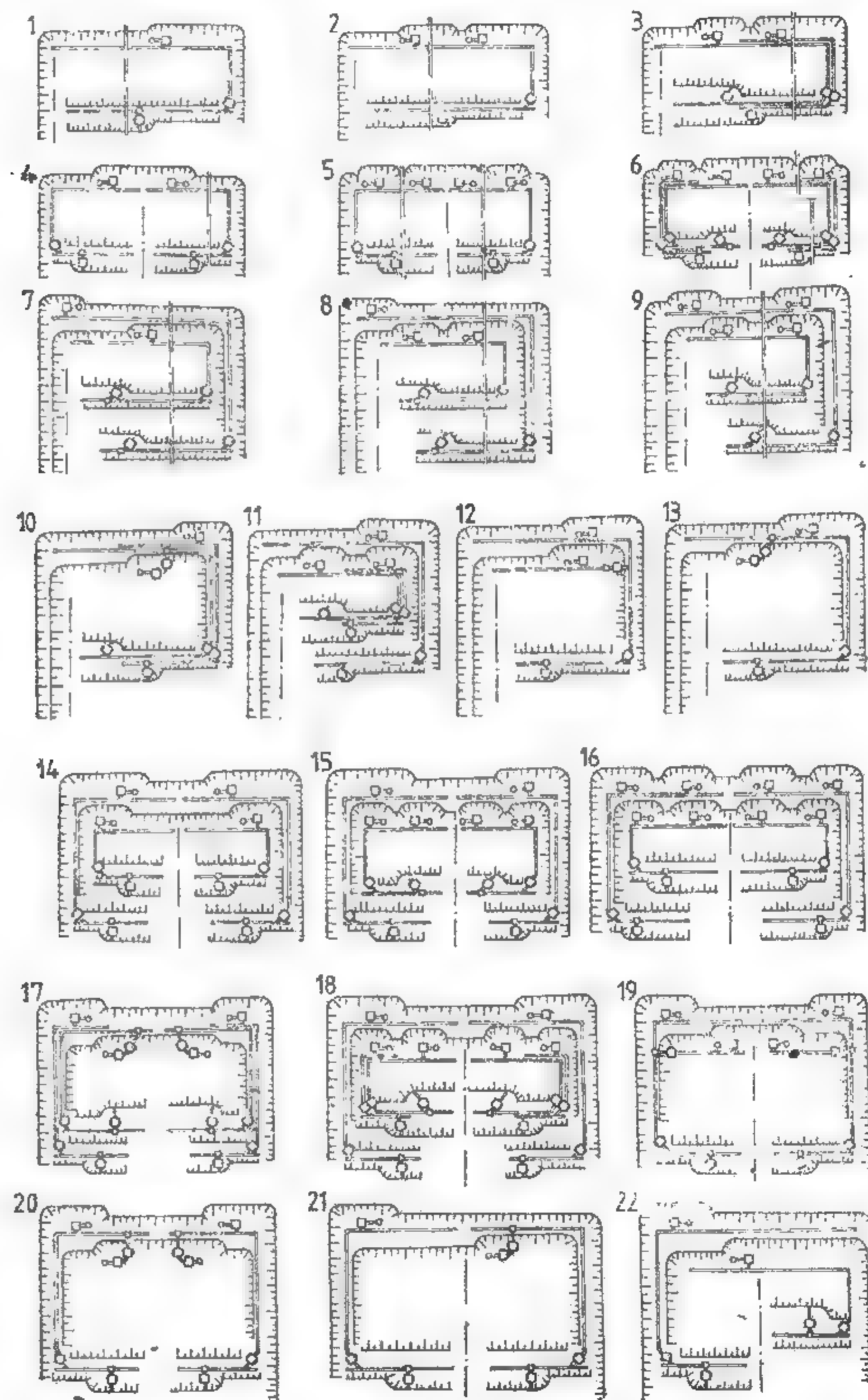


Fig. XX.123. Scheme de transport cu transportorul cu bandă a sterilului la halde interioare:

1, 2, 3—extragerea copertei într-o singură treaptă și în cîmp de carieră cu o singură aripă; 4, 5, 6—extragerea copertei într-o singură treaptă și în cîmp de carieră cu două aripi; 7—13—extragerea copertei în două trepte și în cîmp de carieră cu o singură aripă; 14—22—extragerea copertei în două trepte și în cîmp de carieră cu două aripi.

iere a excavatorului și de caracteristicile fizico-mecanice ale formațiunilor în care lucrează. Se recomandă a se crea cât mai puține trepte de lucru, folosind cât mai bine înălțimea de tăiere a excavatorului.

În carierele care exploatează mai multe strate subțiri de util și steril, pentru o extragere selectivă eficientă este bine să se folosească excavatoare cu rotor cu cupe tăietoare mici și eventual mijlocii care dispun de un mare număr de cupe pe rotor.

Metoda de exploatare cu transportul auto al sterilului la halde interioare. Această metodă asigură: o productivitate ridicată a utilajului de încărcare; independența funcționării echipamentului de la descoperțare și a celui de la extragerea utilului; o bună extragere a rezervelor de substanțe minerale utile; extragerea utilului separată pe sorturi calitative; o bună omogenizare a utilului care intră în uzina de preparare etc.

Această metodă de exploatare se aplică în special în cazul carierelor cu rezerve mici și cu fronturi de lucru care au o viteză mare de deplasare. Metoda de exploatare ca atare a fost aplicată la noi în țară în etapa a doua de exploatare a lignitului din cariera Balta Unchiașului — bazinul Rovinari (fig. XX. 124). În prezent metoda se aplică în multe microcariere de pe teritoriul țării.

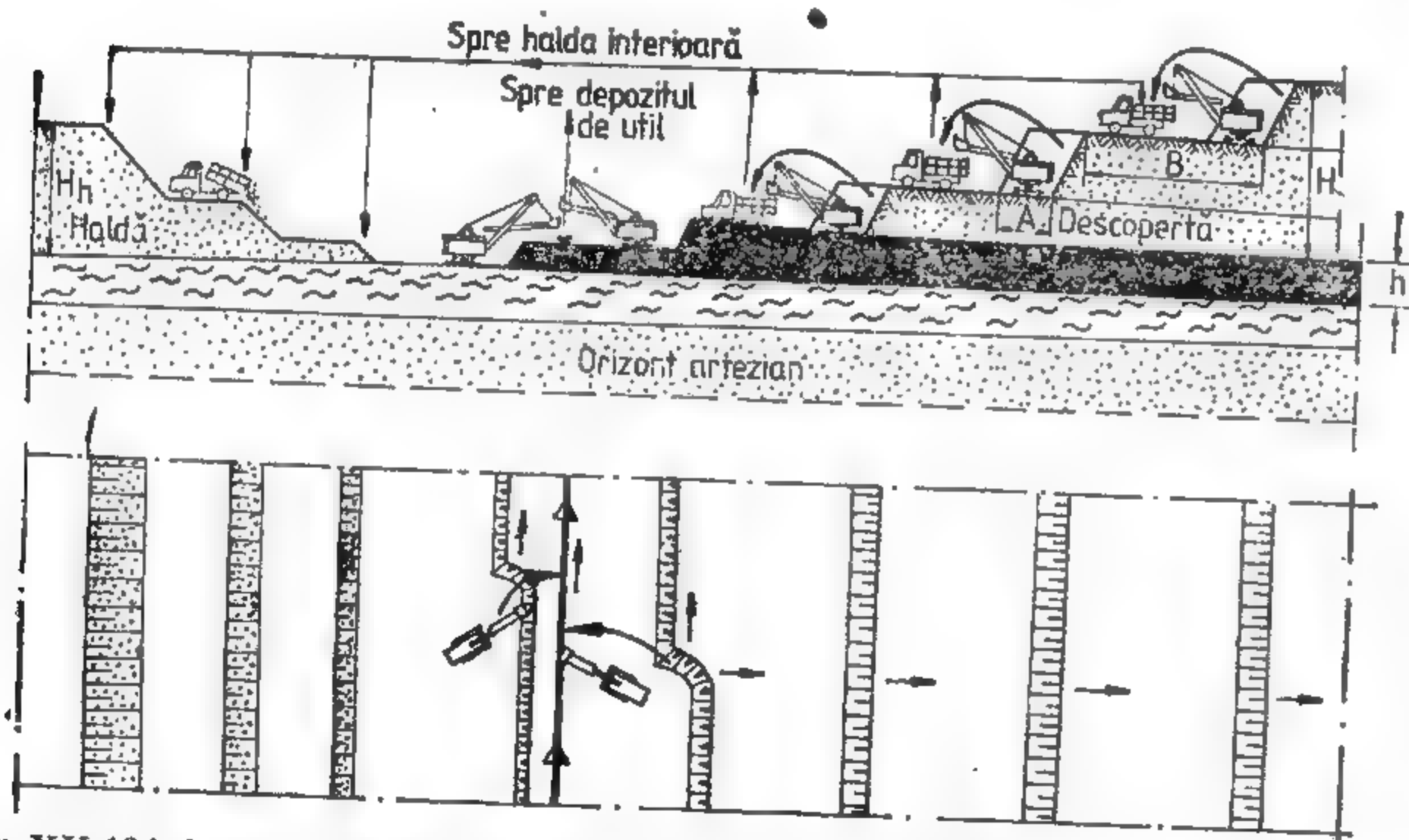


Fig. XX.124. Schema metodei de exploatare din cariera Balta Unchiașului — Rovinari.

Extragerea în frontul de lucru se realizează prin lucrări de perforare-impușcare sau direct cu utilaj mecanic. Pentru folosirea productivă a excavatoarelor, capacitatea benii autovehiculului de transport trebuie să depășească de minimum 3—5 ori capacitatea cupei excavatorului întrebuințat la încărcare. De asemenea, va trebui ca poziția autovehiculului pentru încărcare în frontul de lucru să se aleagă de așa manieră încât unghiul de rotire al excavatorului pentru încărcare să fie cât mai mic posibil.

La folosirea excavatoarelor, lopată mecanică și a celor de tip draglină se utilizează încărcarea inferioară și superioară a autobasculantelor. Cea mai productivă este încărcarea inferioară cu dispunerea autobasculantelor la un orizont inferior sau pe același orizont cu excavatorul. Încărcarea superioară poate fi justificată numai la înălțimi de trepte nu prea mari și o bermă bine netezită pentru accesul autovehiculelor. Productivitatea tehnică a excavatoarelor depinde de corectitudinea alegerii elementelor frontului excavatorului: lățimea intrîndului abatut, înălțimea treptei și lungimea blocului.

Experiența multor cariere arată că odată cu creșterea tonajului autobasculantelor crește productivitatea lor și se reduce costul transportului.

Valoarea coeficientului de descoperță, la aplicarea metodelor de exploatare cu transportul rocilor sterile la halde interioare, variază de la 5—7 m³/t în cazul extragerii rocilor sterile prin lucrări de perforare-impușcare și poate ajunge la 8—10 m³/t în cazul excavării rocilor sterile cu utilaj mecanic. Numărul treptelor și lățimea bermelor de lucru nu sînt limitate de condițiile metodei de exploatare, acestea determinîndu-se în funcție de proprietățile fizico-mecanice ale rocilor și parametrii utilajului din fluxul tehnologic.

De asemenea, cantitatea de rezerve de substanță minerală utilă deschise, pregătite și gata de exploatare nu este limitată și se determină după normele obișnuite.

Indiferent de varianta de transport utilizată, stabilitatea haldei interioare depinde de caracterul rocilor din copertă care se haldează, de umiditatea materialului, de acumulările de apă din corpul haldei, precum și de modul de formare, ritmul și ordinea de înaintare a fronturilor de depunere.

La haldarea rocilor uscate, halda interioară este suficient de stabilă, chiar în condițiile depozitării rocilor argiloase.

La haldarea rocilor umede, precum și în cazul haldelor interioare inundabile, în treptele inferioare de haldă se descarcă în limita posibilităților rocile permeabile extrase din copertă, iar pe talpa haldei se amenajează drenuri pentru scurgerea liberă a apei din corpul haldei în spațiul exploatat.

La deplasarea paralelă a frontului haldei, întregul taluz de lucru al acesteia înaintază în mod uniform, ceea ce permite aplicarea unor condiții uniforme de întreținere a haldei. La deplasarea în evantai, o parte a frontului de haldă, învecinat cu punctul de întoarcere, rămîne pe loc, unde roca se tasează, devine mai compactă și împiedică scurgerea apei. Datorită acestui fapt apa pătrunsă în haldă se acumulează, nivelul ei crește și poate să se producă ruperea taluzului de haldă și deteriorarea haldei lingă punctul de întoarcere.

Pentru asigurarea unei stabilități suficiente a haldei în acest sector se aplică măsuri suplimentare pentru evacuarea apei, care constau de obicei în forarea unor găuri de sondă de mare diametru, echipate corespunzător și dotate cu pompe submersibile.

11.3.2. METODE DE EXPLOATARE CU TRANSPORTUL ROCILOR STERILE LA HALDE EXTERIOARE

Metodele de exploatare cu transportul rocilor sterile la halde exterioare sînt mai complicate și mai puțin economice comparativ cu metodele la care transportul se face la halde interioare. La aceste metode, în majoritatea cazurilor rocile sînt transportate la halde exterioare cu mijloace de transport feroviare sau cu autobasculante.

Distanța de transport este de obicei mare, iar în cazul sistemelor de transport discontinuu organizarea circulației devine destul de complicată.

Alegerea poziției haldelor exterioare este legată de mari dificultăți din cauza lipsei suprafețelor libere convenabile acestui scop. Gradul de ocupare din ce în ce mai mare a suprafețelor de teren în scopuri industriale, agricole, hidrotehnice etc. reprezintă cauza normală a acestor dificultăți.

Amplasarea haldelor în apropierea bordurii superioare a carierelor nu este admisă, mai ales dacă carierele vor avea o adâncime mare. În acest caz haldele ar da naștere la o sarcină suplimentară pe marginile exploatării la zi, fapt care ar putea periclita stabilitatea marginilor carierei.

De aceea, destul de des haldele exterioare sunt amplasate la depărtări mari de carieră, pe terenurile cele mai puțin productive și care deseori sunt în pantă.

Datorită celor specificate mai sus, metoda de exploatare cu transportul rocilor la halde exterioare este folosită numai în cazurile când haldele nu pot fi amplasate în interiorul exploatării la zi. Aceste condiții se întâlnesc în special la exploatarea zăcămintelor cu înclinare mare și foarte mare și a zăcămintelor de înclinare mică foarte groase. În aceste condiții lucrările miniere se dezvoltă treptat în adâncime, iar vatra carierei potrivită pentru amplasarea haldelor interioare este dezvelită numai în ultima perioadă de lucru a exploatării la zi.

Totuși, avantajele tehnico-economice ale exploatării la zi contribuie la răspîndirea din ce în ce mai mare a acestor metode de exploatare în industria minieră.

Zăcămintele de înclinare mare și foarte mare pot avea diferite poziții față de nivelul terenului înconjurător, motiv pentru care exploatarea lor se face prin: cariere dezvoltate deasupra nivelului terenului înconjurător — *tip platou*, cariere dezvoltate sub nivelul terenului înconjurător — *tip de adâncime* — și cariere mixte.

Zăcămintele de înclinare mare și foarte mare se exploatează, în majoritatea cazurilor, prin deplasarea în paralel a fronturilor de lucru; excepție fac zăcămintele cu contur circular sau eliptic care se deschid prin tranșee cu trasec în spirală și la care extragerea se face prin deplasarea în evantai a fronturilor de lucru.

La exploatarea zăcămintelor de înclinare mare și foarte mare deosebim patru variante de pregătire și de dezvoltare a fronturilor de lucru din carieră (fig. XX.125):

1) varianta de pregătire longitudinală și de deplasare transversală a fronturilor de lucru (fig. XX.125, a);

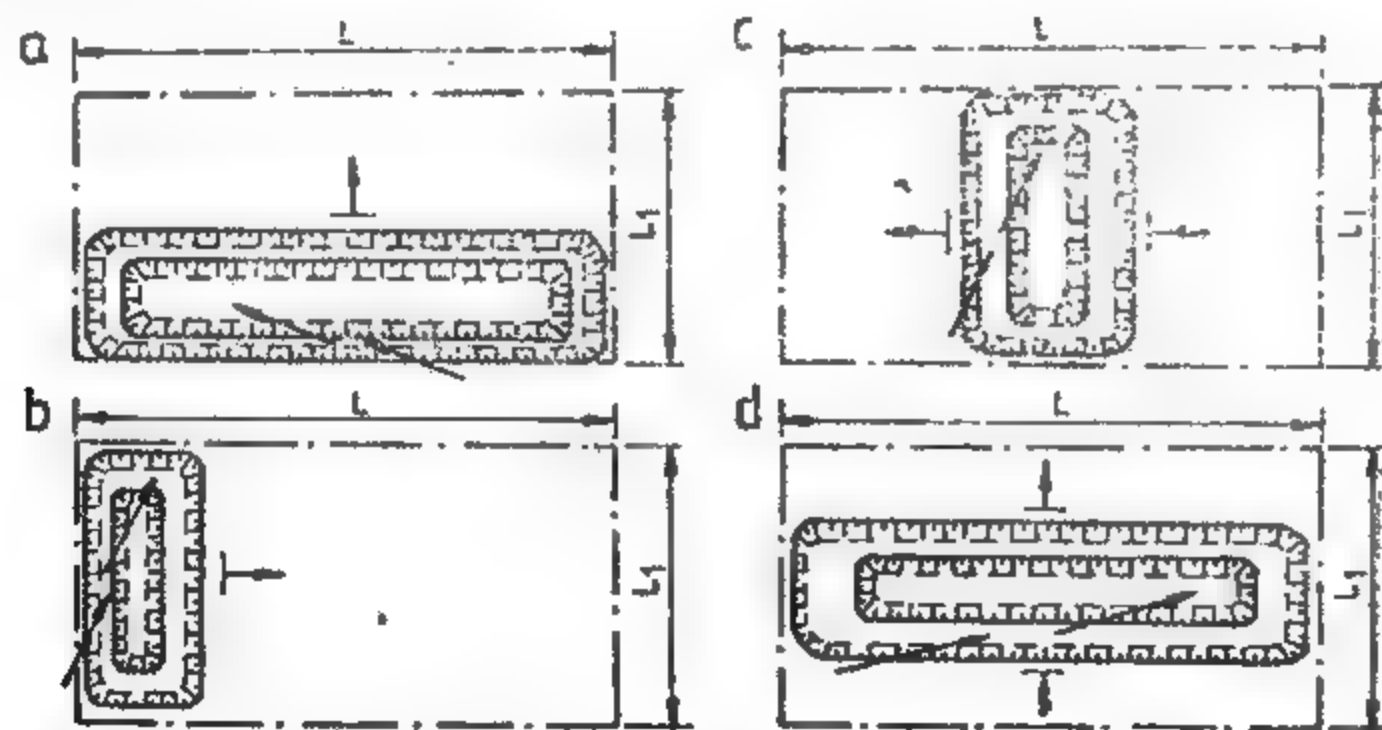


Fig. XX.125. Variante de pregătire și de deplasare a fronturilor de lucru la exploatarea zăcămintelor de înclinare mare și foarte mare.

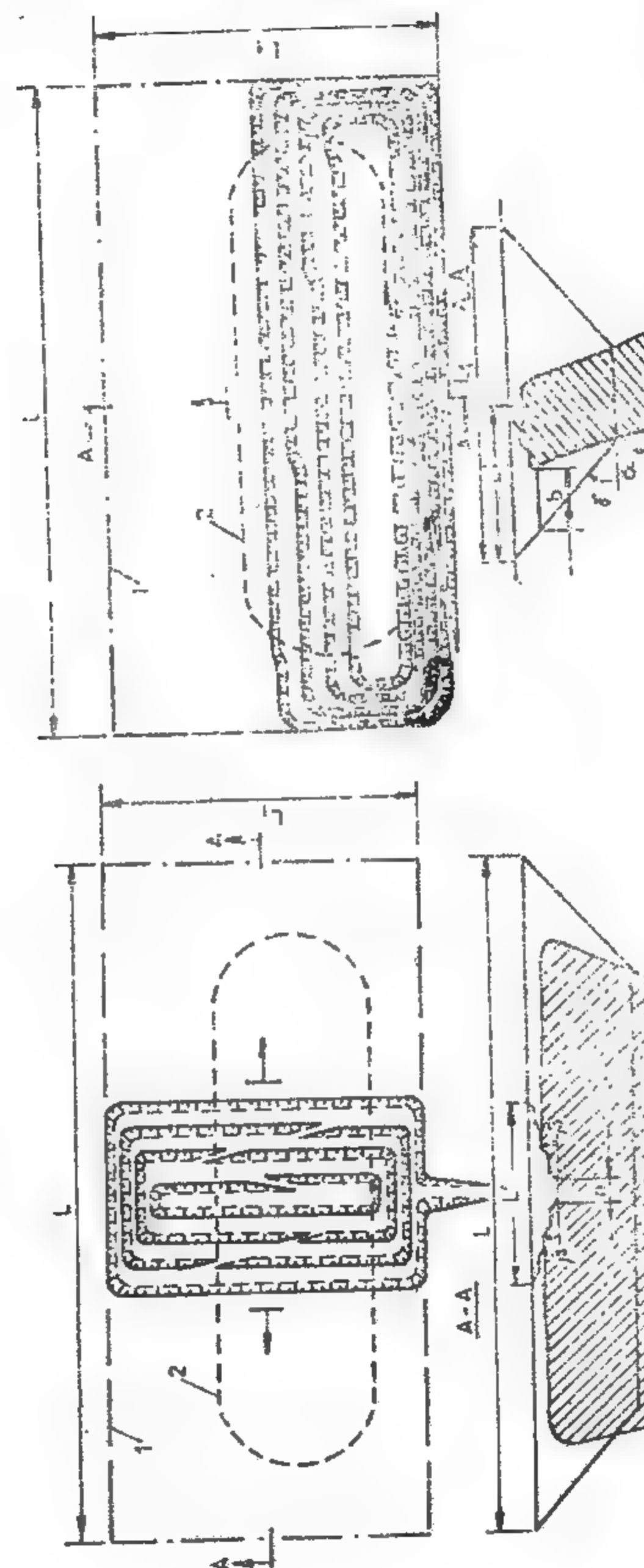


Fig. XX.126. Pregătirea longitudinală și transversală a cimpurilor carierelor în cazul zăcămintelor de înclinare mare și foarte mare: 1 — marginile carierei; 2 — conturul zăcămintelor de substanță minerală utilă.

II) varianta de pregătire transversală și de deplasare longitudinală a fronturilor de lucru (fig. XX.125, b);

III) varianta de pregătire transversală și de deplasare a fronturilor de lucru de la centrul carierei spre extremitățile ei (fig. XX.125, c);

IV) varianta de pregătire longitudinală și de deplasare a fronturilor de la centrul carierei spre limitele acesteia (fig. XX.125, d).

Din aceste patru variante de pregătire, cele mai caracteristice pentru carierele moderne sînt variantele I și III (fig. XX. 225, a și c și respectiv fig. XX.126).

Aprecierea și alegerea variantei de pregătire și deplasare a fronturilor de lucru se face pe baza comparării volumelor lucrărilor de deschidere, mărimei distanței de transport în interiorul carierei, volumului lucrărilor pentru pregătirea orizonturilor, mărimei zonei de lucru și extinderii fronturilor de lucru în carieră.

Făcînd o comparație între varianta I și III se constată că varianta III asigură: un volum al lucrărilor de deschidere mai mic și care nu este influențat de înclinarea zăcămintului; un timp pentru punerea în exploatare a zăcămintului mai scurt și distanțe de transport pe orizonturile de exploatare mai scurte. Această variantă se recomandă a fi aplicată în cazul transportului auto sau combinat, cînd transportul sterilului în interiorul carierei se face cu mijloace auto.

Așa după cum s-a specificat mai sus, transportul sterilului la halde exterioare se poate face pe cale ferată (fig. XX.127), auto (fig. XX.128), sau continuu cu transportoare cu bandă (fig. XX.129).

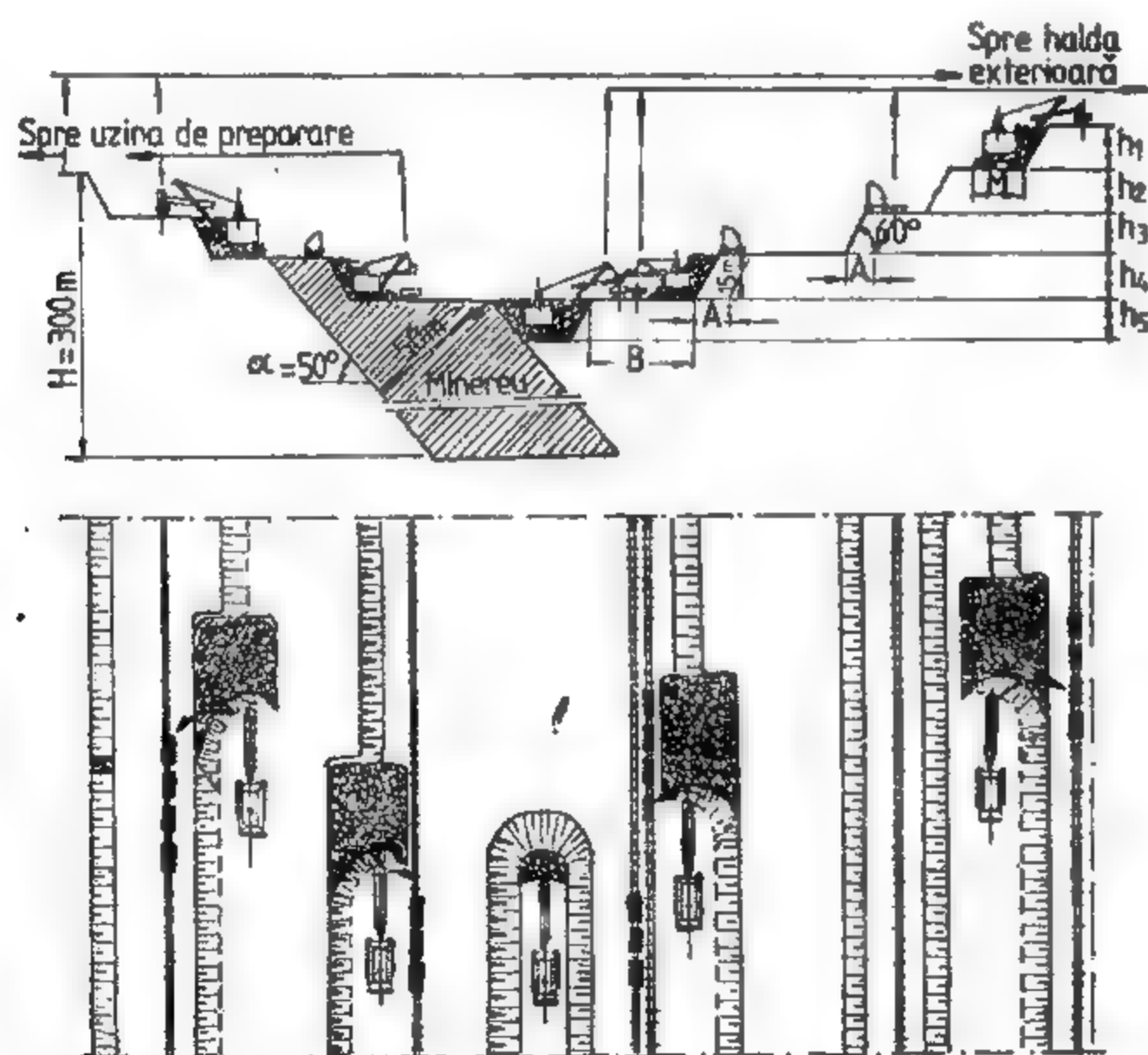


Fig. XX.127. Metoda de exploatare cu transportul feroviar al rocilor sterile la halde exterioare.

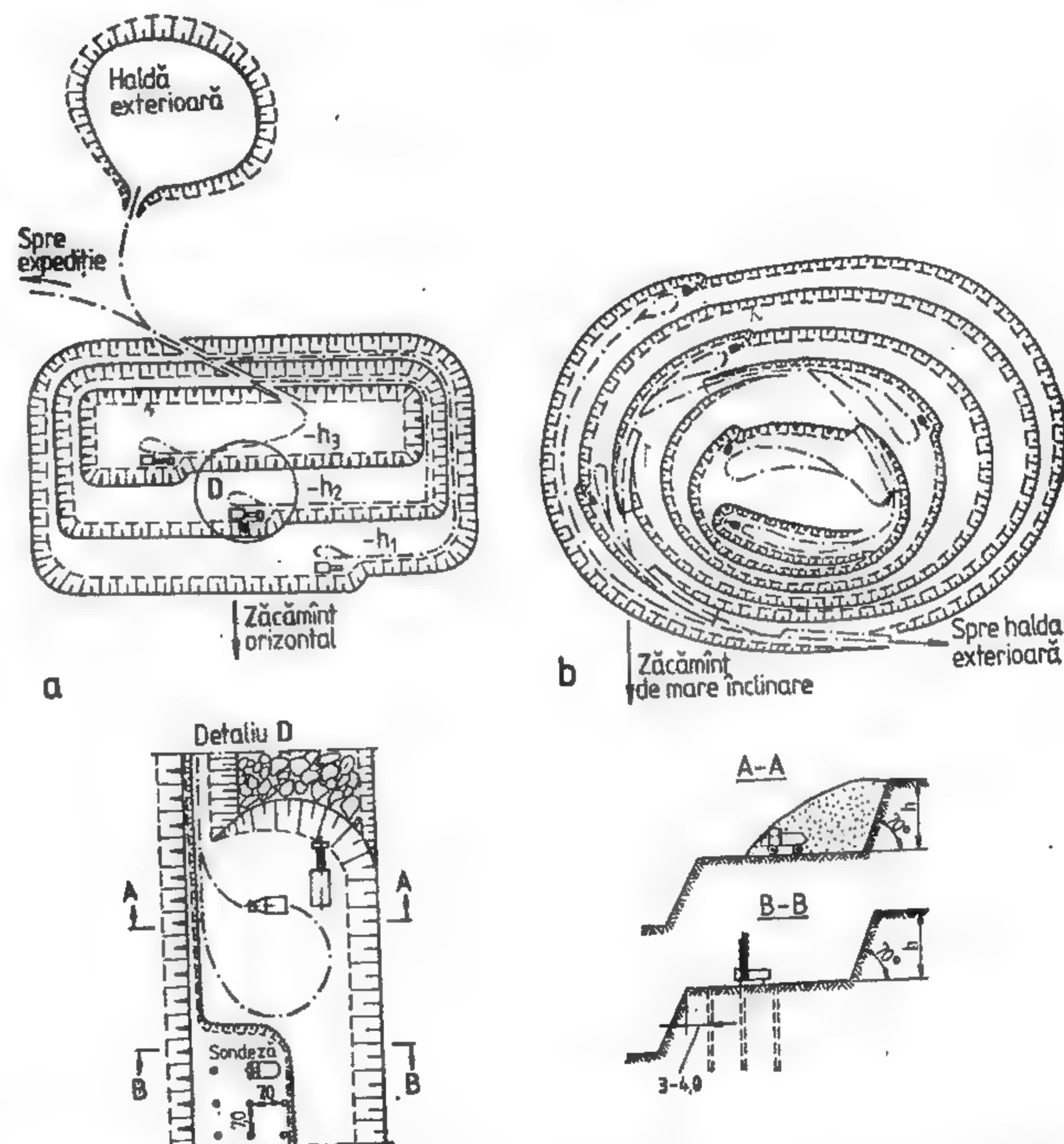


Fig. XX.128. Metoda de exploatare cu transportul auto a sterilului în halde exterioare:
a — zăcămint stratiform orizontal; b — zăcămint sub formă de depozit de mare înclinare.

În cazul aplicării transportului pe cale ferată, carierele pot fi exploatare pînă la adîncimi de 400—500 m și chiar mai mult. Extinderea totală a căilor ferate în interiorul carierei atinge 10—15 km la o adîncime de circa 100 m și de 30—40 km, la o adîncime de 300—400 m.

Costul transportului pe linii ferate reprezintă 35—60 % din costul total al unui metru cub de masă minieră.

În cazul transportului feroviar, cea mai eficientă este schema I de pregătire și de deplasare a fronturilor de lucru — pregătire longitudinală și deplasare transversală a fronturilor de lucru. În acest caz tranșeele interioare se dispun pe marginea staționară din culcuș a carierei. Metoda prezintă dezavantajul unui volum mare a lucrărilor de deschidere și de pregătire. Pentru a evita acest lucru, în unele cazuri se admite deschiderea longitudinală și utilizarea tranșeelelor mobile cu dezvoltarea în două părți a frontului de lucrări miniere.

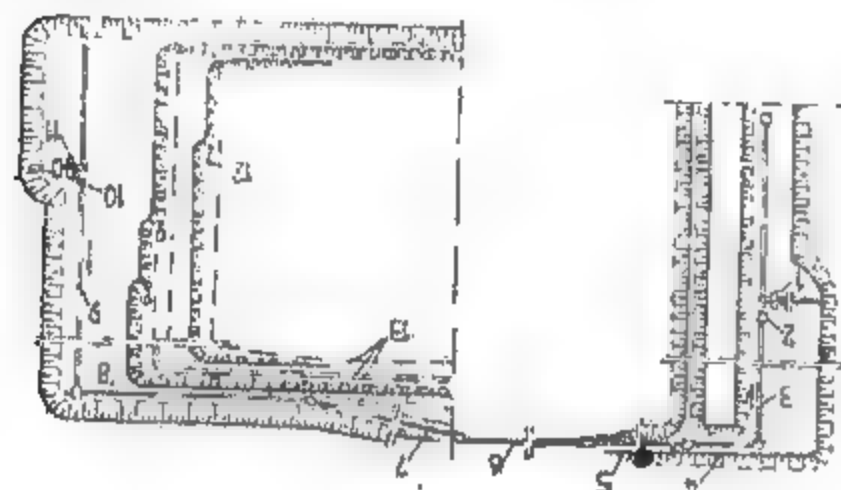


Fig. XX.129. Metoda de exploatare cu transportul continuu a sterilului la haldă exterioară:

1 — transbordor cu braț în consolă; 2 — cărucior de descărcare; 3 — transportor cu bandă pentru haldă; 4 — transportor cu bandă transversal pe haldă; 5 — transportor cu bandă înclinat pe haldă; 6 — transportor cu bandă magistral; 7 — transportor cu bandă înclinat în carieră; 8 — transportor cu bandă transversal în carieră; 9 — transportor cu bandă de front; 10 — buncăr de încărcare; 11 — excavator cu rotor; 12 — excavator pentru util; 13 — axele căilor de comunicație pentru transportul substanței minerale utile.

Utilizarea lor conform condițiilor de transport se poate aprecia prin coeficientul de asigurare a frontului cu garnituri goale, dat de relația:

$$K_{atr} = \frac{t_{inc}}{t_{inc} + t_{sch}} \quad (11.26)$$

în care:

t_{inc} — este timpul de încărcare a garniturii, min;

t_{sch} — timpul de schimbare a garniturii, min;

În carierele cu transport feroviar o mare importanță o au bermele de lucru, a căror lățime influențează în mod deosebit valoarea unghiului general de taluz a marginii în exploatare a carierei și deci volumele anuale de copertă și de substanță minerală utilă. La creșterea lățimii bermelor de lucru asistăm la creșterea coeficientului curent de descoperță.

Lățimea bermelor de lucru (B) cu lărea în considerare a parametrilor carierei se poate determina cu formula:

$$B = B_{min} + \frac{\mu \cdot A}{L_{ex} \cdot h} \quad (11.27)$$

în care: B_{min} este lățimea minimă a bermei de lucru care ia în considerare: împrăștierea materialului împușcat, lățimea drumurilor de transport, lățimea spațiilor de siguranță, gabaritul utilajelor de forare și încărcare etc;

μ — coeficient normativ al rezervelor de minereu, ani;
 A — capacitatea de producție a carierei pentru minereu, m^3/an ;
 L_{ex} — lungimea fronturilor de lucru pentru extragere, m;
 h — înălțimea treptei, m.

Ritmul de coborire pe verticală a lucrărilor miniere, în practica exploatarea zăcămintelor carbonifere, este de 8—15 m/an, iar la carierele de minereuri de 10—20 m/an. Viteza de înaintare a frontului de lucru depinde de: înălțimea treptei, metoda de extragere, lățimea frontului de lucru, tipul și numărul excavatoarelor la front, felul transportului etc. și variază între 50 și 250—300 m/an.

Transportul auto este deosebit de eficient la exploatarea zăcămintelor situate în condiții topografice complicate cu un contur neregulat, cu rezerve limitate și termen scurt de existență a carierei, precum și la excavarea selectivă a zăcămintelor. Pentru a asigura eficiența acestei metode de exploatare trebuie făcută o dimensiunare corectă și menținerea în limitele valorilor admisibile a înălțimii treptei, lățimii frontului de lucru și lungimii blocului de exploatare.

În ultimii ani, în carierele dotate cu transport auto s-a introdus împușcarea treptelor înalte, cu înălțimea de 2 sau 3 ori mai mare decât a treptelor obișnuite din cariere.

De obicei, treptele înalte sunt împușcate peste masa minieră neîncărcată de la împușcările precedente, ceea ce duce la o sfărâmare mai intensă a rocilor. Pe lângă aceasta treptele înalte permit o utilizare mai eficientă a utilajului de forare, încărcare și transport. După împușcarea treptelor înalte, acestea se împart pe înălțime în subtrepte, pentru a se trece la încărcarea și transportul materialului. Înălțimea subtreptelor trebuie să admită utilizarea optimă a excavatoarelor, volum minim al lucrărilor pentru construirea drumurilor de acces și pentru transportul masei miniere și realizarea unghiului maxim de taluz general la marginea în lucru a carierei.

Corelația dintre capacitatea excavatorului întrebuințat la încărcare și cea a autobasculantei în condiția utilizării lor maxime se exprimă prin relația:

$$G_A = (4,5q + a) \sqrt[3]{L} \quad (11.28)$$

în care: G_A este capacitatea de transport a autobasculantelor, t;

q — capacitatea cupei excavatorului, m^3 ;

a — coeficient ce depinde de capacitatea cupei excavatorului ($a=3$ pentru $q > 4 m^3$ și $a=2$ pentru $q \leq 4 m^3$);

L — distanța de transport, km.

În fig. XX.130 se arată dependența între capacitatea cupei excavatorului, capacitatea de transport a autobasculantei și distanța de transport.

Domeniul de aplicare a metodei de exploatare cu transportul auto se lărgeste din ce în ce mai mult, datorită construirii și folosirii în cariere a autobasculantelor de mare tonaj.

Pentru folosirea în cariere a transportului pe bandă, dimensiunile maxime ale bucăților de rocă nu trebuie să depășească 350—400 mm.

Metodele existente de dislocare prin împușcare a rocilor stincoase permit obținerea unei mase miniere care în proporție de 70—80 % este aptă pentru transportul pe bandă. Restul de 30—20 % trebuie trecut printr-o instalație de concasare.

Ținând seama că economicitatea transportului pe bandă crește odată cu creșterea cantității transportate, este indicat a se utiliza pentru 2-3 trepte un singur transportor magistral cu bandă. Transbordarea materialului pe transportorul magis-

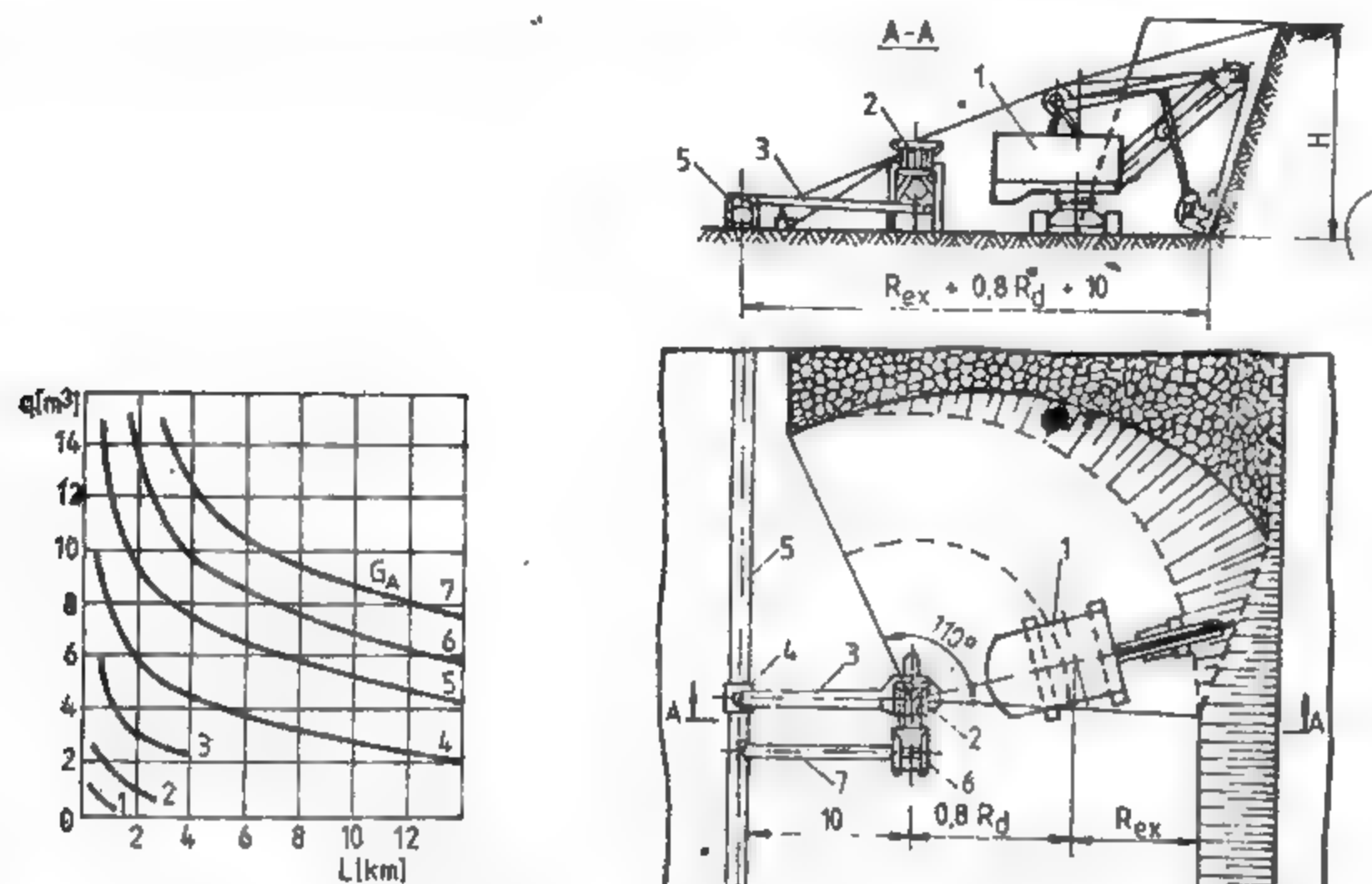


Fig. XX.130. Dependenta dintre capacitatea cupei excavatorului, tonajul autobasculantelor și distanța de transport:

1-7 — curbe corespunzătoare tonajului autobasculantelor de 5, 10, 27, 40, 65, 80 și 100 t

tral de pe benzile orizonturilor inferioare și superioare se face cu ajutorul podurilor de taluz amplasate în partea frontală a treptei.

Organizarea lucrărilor la front, în cazul transportului cu bandă a materialului extras prin lucrări de perforare împușcare, se poate urmări în fig. XX.131. Excavatorul 1 încarcă roca pe un ciur vibrator 2 montat deasupra unui mic siloz care are un volum de aproximativ 10 m³ și înmagazinează roca de dimensiuni mici ce a trecut prin ciur. Roca din siloz ajunge pe alimentatorul cu bandă 3 și apoi, prin pînă 4, pe transportorul nestaționar de la front 5. Refuzul ciurului 2 sau bucățile de rocă ce depășesc gabaritul sînt dirijate spre concasorul 6, iar de aici, după concasare, prin intermediul benzii 7 ajung pe transportorul de front.

Pentru introducerea și lărgirea domeniului de aplicare a metodei de exploatare cu transport continuu a rocilor la haldă, și pentru roci tari stincoase, pe lângă crearea utilajelor de concasare este necesară perfecționarea în continuare a tehnologiei de dislocare prin împușcare a sterilului. La dislocarea prin împușcare a rocilor, trebuie să se rezolve problema sfărîmării uniforme a masivului în bucăți transportabile pe ben-

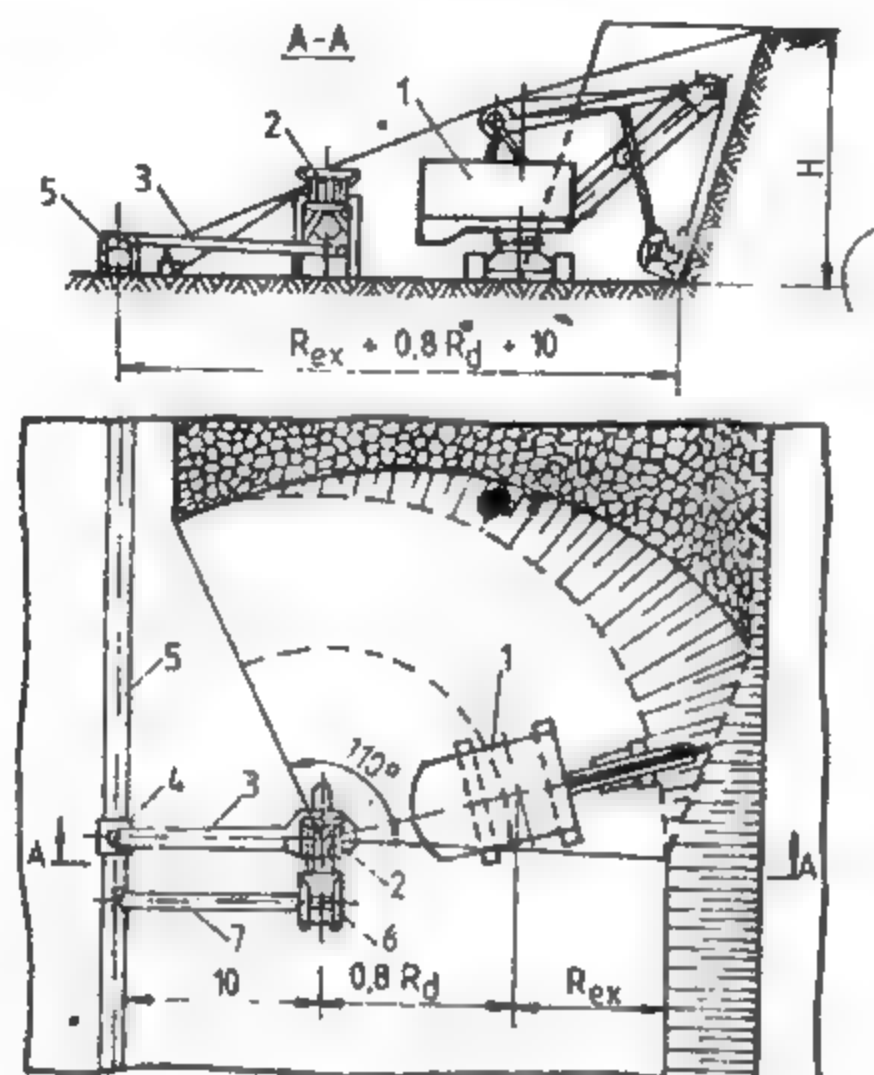


Fig. XX.131. Organizarea lucrului în front în cazul transportului continuu a rocilor tari extrase prin lucrări de perforare-împușcare.

zile de cauciuc, împrăștierea la distanțe minime în timpul împușcării și obținerea unei berme plane a treptei în exploatare.

Indiferent de metoda de extragere și transport a rocilor sterile, extragerea substanței minerale utile se face, de asemenea, prin lucrări de perforare-împușcare sau direct cu utilaj mecanic, iar transportul acestora se realizează feroviar, auto sau continuu cu transportoare.

Caracteristicile metodelor de exploatare cu transportul sterilului la halde exterioare sînt aceleași ca și pentru metodele de exploatare cu transportul la halde interioare. Totuși, coeficientul de descoperță admis este mai mic în acest caz și nu depășește în majoritatea cazurilor 3-5 m³/t.

Metodele de exploatare cu transportul rocilor sterile la halde exterioare sînt folosite pretutindeni la exploatarea zăcămintelor situate pe povârnișuri (fig. XX. 132). În

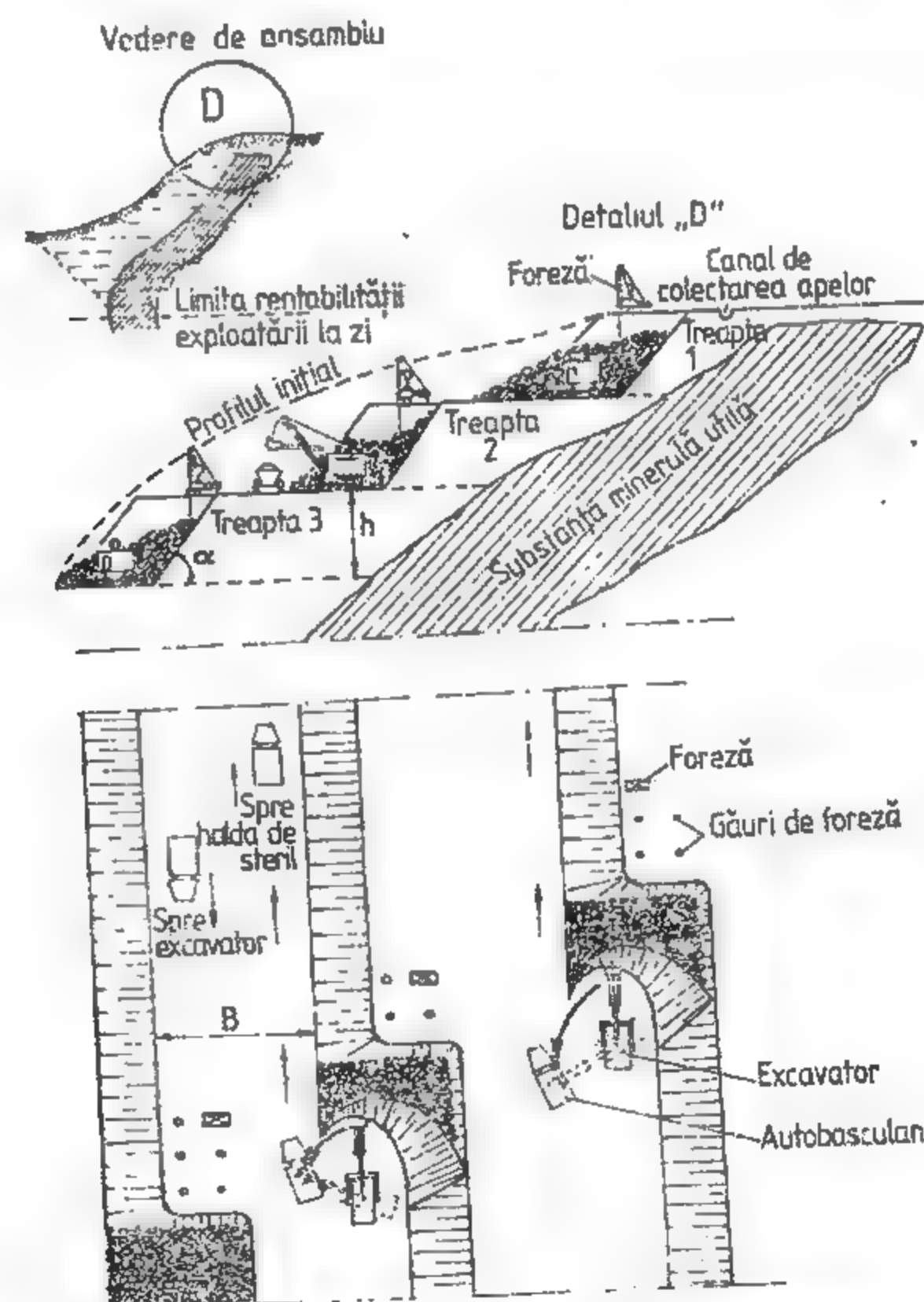


Fig. XX.132. Metoda de exploatare cu transportul auto al sterilului la haldă exterioară.

aceste condiții haldele exterioare au o amplasare locală pe cotele de nivel al treptelor de rocă sterilă, în care caz condițiile tehnico-economice ale lucrărilor în steril sînt aceleași ca în cazul aplicării haldelor interioare.

Continuarea adîncirii a carierelor atestă faptul că utilizarea numai a transportului feroviar sau auto devine puțin rentabilă. Aceasta se explică prin majorarea distanței de transport, amplificarea și diversificarea traseelor de transport și organizarea din ce în ce mai dificilă a lucrului. De aici rezultă necesitatea transportului combinat, constituit din două sau trei tipuri de transport în carieră. Cele mai răspîndite tipuri de transport combinat sînt: auto-feroviar; auto-schib-feroviar; auto-benzi transportoare.

În practică, transportul combinat auto-feroviar devine economic începînd de la adîncimi ale carierei de 60–80 m. În cazul transportului combinat auto-cale ferată, cheltuielile capitale sînt cu aproximativ 10% mai mici decît în cazul transportului feroviar simplu. Includerea transportului auto asigură o flexibilitate și manevrabilitate, și o utilizare mai productivă a excavatorului.

La folosirea transportului combinat auto-schib-cale ferată (sau benzi transportoare) se deosebesc trei sectoare de transport: în interiorul carierei, unde transportul masei miniere pînă la platforma inferioară de recepție se face auto; ridicarea masei miniere pe marginea exploatată a carierei cu folosirea schipurilor și transportul la suprafață de la platforma superioară de recepție pînă la destinație.

Instalațiile de ridicare cu schipuri au unghiul de înclinare de 18–45°, capacitatea de ridicare de 15–50 t, viteza de ridicare de 5–8,5 m/s și productivitatea orară cuprinsă între 200–1500 t/h. Instalațiile de ridicare cu mai multe cabluri cu schipuri, avînd capacitatea de 120–150 t, pot asigura un debit de pînă la 5000 t/h.

Extracția cu schipuri este rentabilă a se aplica în cariere cu adîncimi de 150–450 m. La adîncime mai mare a carierelor productivitatea dispozitivului de extracție cu schipuri scade brusc. Aceasta se datorește faptului că, independent de înălțimea de ridicare, pe traseu se găsește un singur vas de transport.

La folosirea transportului combinat auto-transportoare cu bandă, în funcție de amplasarea punctului de transbordare se deosebesc două variante principale de transport.

Într-o primă variantă punctul de transbordare este amplasat la suprafață, lângă bordura carierei. Prin transport auto, materialul este adus de la fronturile de excavare la suprafață. De la punctul de transbordare la locul de destinație, transportul se face pe benzi. Această variantă se aplică în cariere nu prea adînci, 60–80 m, unde transportul cu autobasculante nu depășește 2,5 km.

În cea de-a doua variantă, materialul este transportat auto pînă la un punct de concentrare și transbordare situat în interiorul carierei. Din punctul de transbordare materialul este ridicat la suprafață și dus chiar pînă la destinație cu ajutorul transportoarelor cu bandă.

Punctele de transbordare pot fi echipate cu ciururi sau cu ciururi și concasoare, în funcție de granulometria materialului de transportat. Instalațiile de ciururi se folosesc cînd bucățile supragabarit nu depășesc un procentaj de 10%. În acest caz, supragabaritul se transportă la suprafață cu autobasculante.

Lărgirea domeniului de aplicare a transportului combinat auto-transportoare cu bandă este condiționat de perfecționarea viitoare a lucrărilor de forare-împușcare în cariere.

11.3.3. METODE DE EXPLOATARE CU TRANSPORTUL ROCILOR STERILE LA HALDE INTERIOARE ȘI EXTERIOARE

Aceste metode de exploatare sînt folosite în cazurile cînd o parte din roca sterilă poate fi depozitată în halde interioare. Ea se aplică la exploatarea zăcămintelor stratiforme adînci, de înclinare mică sau orizontale, formate din unul, două sau mai multe strate de util, sterilul din stratul acoperitor superior este dirijat la halde exterioare, iar sterilul din stratele acoperitoare inferioare (din stratele intermediare) este dirijat la halde interioare (fig. XX.133). În felul acesta se evită transportul întregii cantități de steril la halde exterioare și se îmbunătățesc indicatorii tehnico-economi.

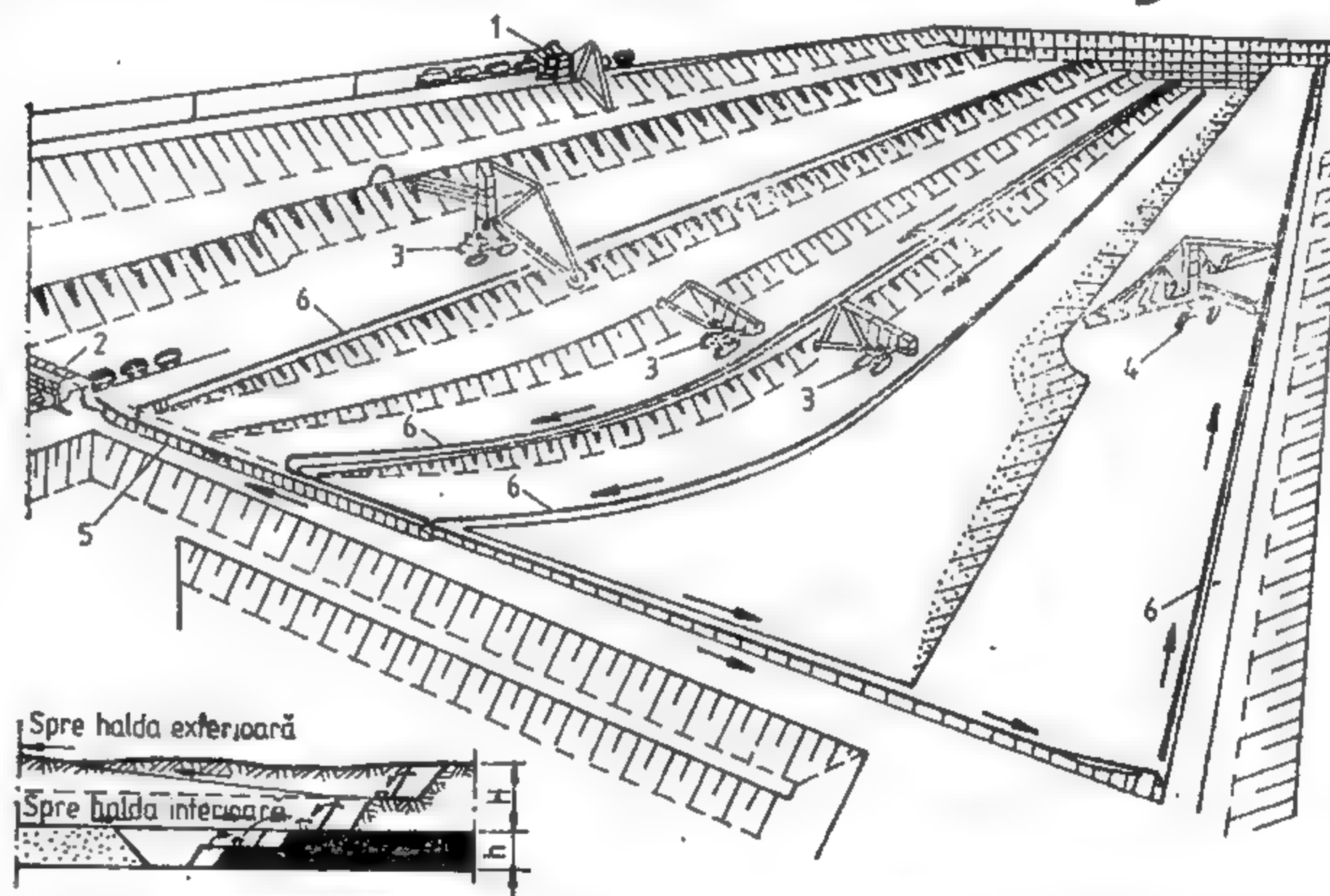


Fig. XX. 133 Metoda de exploatare cu transportul sterilului la halde interioare și exterioare.

1 – excavator cilindric; 2 – instalația de încărcare; 3 – excavator cu rotor; 4 – abzejer (instalație de formare a haldelor); 5 – bandă mobilă transversală; 6 – bandă mobilă longitudinală.

În general, se transportă din carieră la halde exterioare numai sterilul care datorită condițiilor locale nu poate fi plasat în halde interioare. În orice condiții de exploatare există tendința de a nu se transporta roca sterilă în exteriorul carierei, ci de a se lăsa în spațiul exploatat.

Transportul sterilului și substanței minerale utile se realizează pe cale ferată, auto sau cu transportoare cu bandă.

Metodele de exploatare cu halde mixte au caracteristici intermediare proprii atât metodelor de exploatare cu halde interioare, cit și celor cu halde exterioare.

Coefficientul de descoperță admis la aceste metode de exploatare are valori de 4–6 m³/t.

11.4. METODE DE EXPLOATARE COMBINATE

Metodele de exploatare combinate se caracterizează prin faptul că se depozitează direct sau prin transbordare o parte din steril, iar o altă parte este transportată la halde exterioare sau interioare.

Aceste metode de exploatare se aplică la exploatarea strzelor orizontale sau puțin înclinate, de grosime limitată, cu rocile din copertă de grosime mare și de tărie medie sau mică.

Metodele combinate de exploatare se aplică de obicei în cariere cu o grosime a copertei de peste 60–75 m.

Metodele combinate de exploatare sînt aplicate în scopul de a lărgi domeniul de folosire al metodelor economice de exploatare cu deplasarea transversală a rocilor sterile în spațiul exploatat. În cazul metodelor combinate de exploatare, partea cea mai mare a copertei este excavată și depozitată direct sau transbordată în halde interioare, iar o parte mai mică a copertei este excavată și transportată la halde.

11.4.1. METODA DE EXPLOATARE CU TRANSPORTUL PARȚIAL AL STERILULUI LA HALDE EXTERIOARE ȘI DEPOZITAREA PARȚIALĂ ÎN HALDE INTERIOARE

Această metodă de exploatare se aplică la exploatarea zăcămintelor formate dintr-un singur strat și coperta groasă, cît și la exploatarea zăcămintelor formate din mai multe strate.

La exploatarea zăcămintelor formate dintr-un singur strat partea superioară a copertei se excavază și transportă la halde, în care caz se folosește transportul auto, transportul cu transportoare și mai rar transportul feroviar (fig. XX.134), iar partea inferioară a copertei este excavată și depozitată direct în spațiul exploatat, cu o draglină sau cu o lopată mecanică.

Se presupune că relieful terenului este ondulat, avînd înclinarea transversală b_1-b_1 și cea longitudinală $b-b$ (fig. XX.134).

Pentru excavarea întregii coperte prin una din variantele cu depunerea directă a sterilului, ar fi necesar ca parametrii funcționali ai excavatoarelor să fie calculați pentru grosimea maximă a copertei H_{max} , ceea ce ar fi însă nerațional. Dacă volumul copertei la o grosime oarecare H_{med} depășește cu mult volumul rămas deasupra orizontului $aa-a_1a_1$, parametrii limită ai utilajului se calculează pentru grosimea medie de mai sus, H_{med} . În acest caz partea superioară a copertei situată deasupra planului $aa-a_1a_1$ se extrage și transportă la halde, iar partea inferioară a copertei rămîne plană și cu înălțimea teoretică H_{med} . Aceasta a doua parte a copertei se excavază și depune direct în halda interioară, utilajul întrebunțat fiind exploatat în condiții corespunzătoare parametrilor lui.

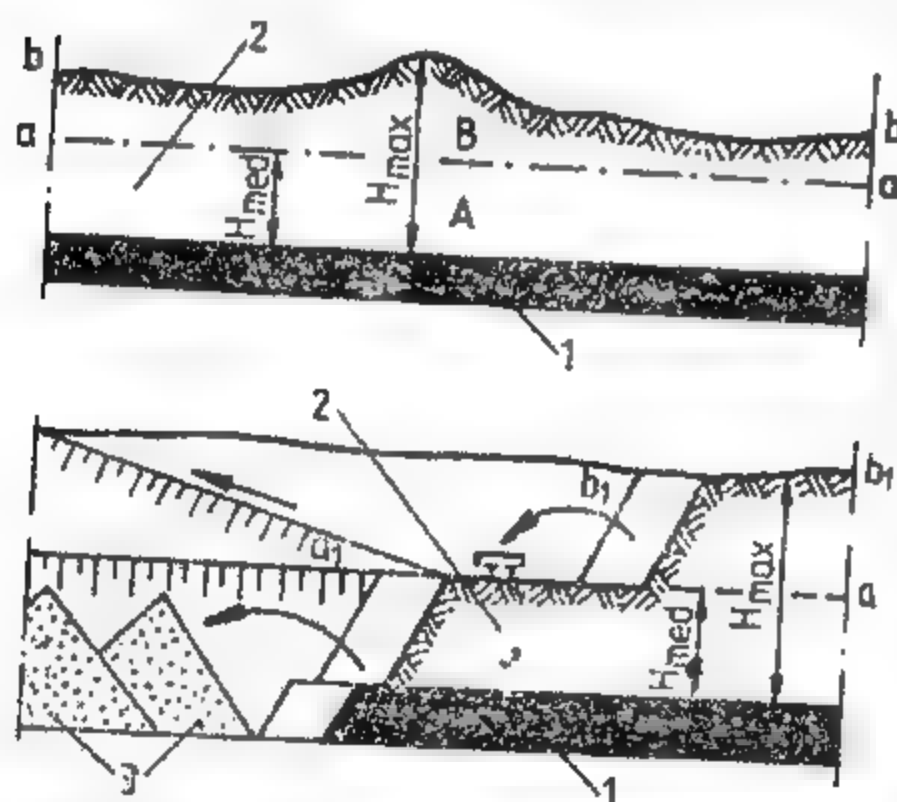


Fig. XX.134. Schema metodelor de exploatare combinate;

1 — substanță minerală utilă; 2 — roci acoperitoare; 3 — halde.

Grosimea copertei, în condițiile metodei de exploatare cu transportul parțial al rocii sterile, se compune deci din două părți: una mai mare, care se extrage și se depune direct în haldă și alta mai mică, care se extrage și se transportă la halde. În acest caz, grosimea copertei depășește pe cea admisibilă pentru clasa metodelor de exploatare cu depunerea directă sau transbordarea rocilor sterile în spațiul exploatat cu 40–50 % și uneori chiar mai mult.

Costul mediu, C_{med} , al unui metru cub de rocă excavată din copertă și depozitată în haldă în cazul acestei metode de exploatare poate fi calculat după relația:

$$C_{med} = \frac{C_1 H_{med} + C_2 (H_{max} - H_{med})}{H_{med} + (H_{max} - H_{med})} \quad [\text{lei/m}^3] \quad (11.29)$$

în care: C_1 — este costul extragerii și depozitării în haldă a unui m^3 de steril în cazul metodei de exploatare fără transportul rocii;

C_2 — costul extragerii și depozitării în haldă a unui m^3 de steril în cazul metodei de exploatare cu transportul rocii;

H_{med} — înălțimea copertei excavată și depozitată direct;

H_{max} — înălțimea maximă a copertei;

$H_{max} - H_{med}$ — înălțimea copertei care se extrage, transportă și depozitează în haldă.

În cazul aplicării metodei la exploatarea zăcămintelor formate dintr-un singur strat de util, partea superioară a copertei se extrage și se transportă la halde exterioare, iar partea inferioară se extrage și se depozitează direct în spațiul exploatat, formînd o haldă interioară (fig. XX.135).

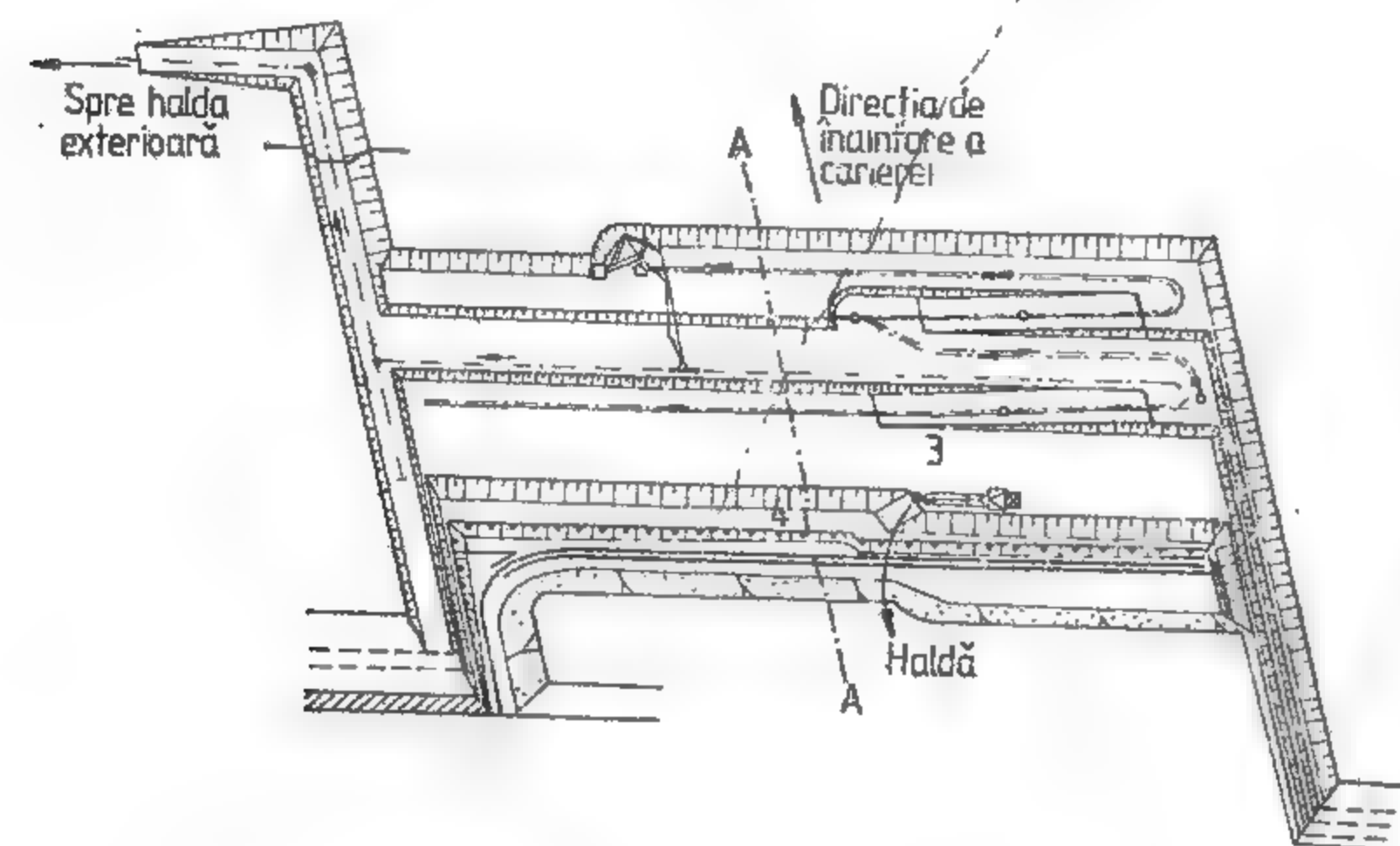
Varianta combinată de exploatare cu transportul parțial al rocilor sterile din orizonturile inferioare ale exploatării la zi și cu transbordarea rocilor sterile din orizonturile superioare în spațiul exploatat constituie un caz rar întîlnit în practică. Ea se aplică la folosirea podurilor transbordare, cînd rocile din stratele superioare, datorită naturii și calităților pe care le au (pietriș, nisip), sînt folosite pentru formarea treptei înaintașe de halde.

În cazul aplicării metodei de exploatarea zăcămintelor formate din mai multe strate de util, cele superioare se exploatează cu transportul copertei la halde exterioare, iar stratul inferior se exploatează cu depozitarea directă a sterilului în spațiul exploatat, formînd o haldă interioară. Cînd coperta stratului inferior este de grosime mare, se poate aplica chiar varianta cu reexcavarea parțială a sterilului din halda interioară primară (fig. XX.136).

11.4.2. METODA DE EXPLOATARE CU TRANSPORTUL PARȚIAL AL COPERTEI LA HALDE INTERIOARE ȘI DEPOZITAREA PARȚIALĂ ÎN HALDE INTERIOARE

Această metodă de exploatare se aplică atunci cînd tot sterilul din copertă poate fi depozitat în halde interioare. În acest caz partea superioară a copertei este extrasă și transportată la halda interioară, iar partea inferioară a copertei este depozitată direct în spațiul exploatat (fig. XX.137).

Cînd partea inferioară a copertei este de grosime mare se poate practica reexcavarea acesteia din locul inițial de depozitare (fig. XX.138).



Secțiunea A-A

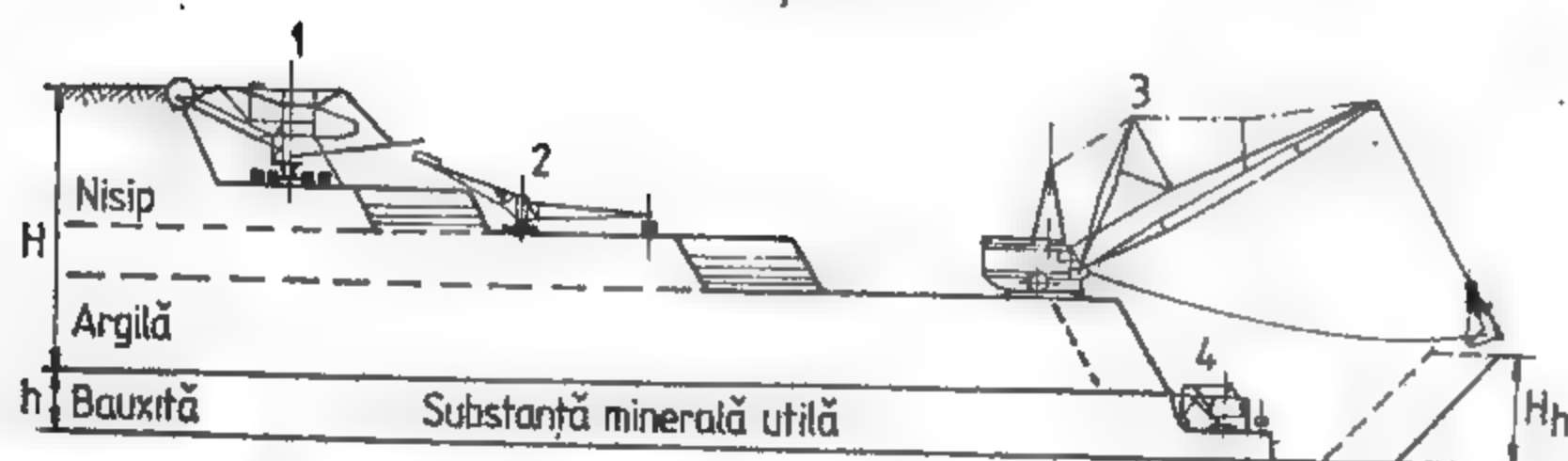


Fig. XX.135. Metoda de exploatare combinată cu transportul parțial al rocilor sterile la halde exterioare și depozitarea parțială în halde interioare cu ajutorul unei dragline:

1 — excavator cu rotor; 2 — transbordor intermediar; 3 — draglină; 4 — excavator cu acțiune intermitentă.



Fig. XX.136. Metoda de exploatare combinată cu transportul parțial al rocilor sterile la halde exterioare, depozitarea și reexcavarea parțială a sterilului din locul inițial de depozitare.

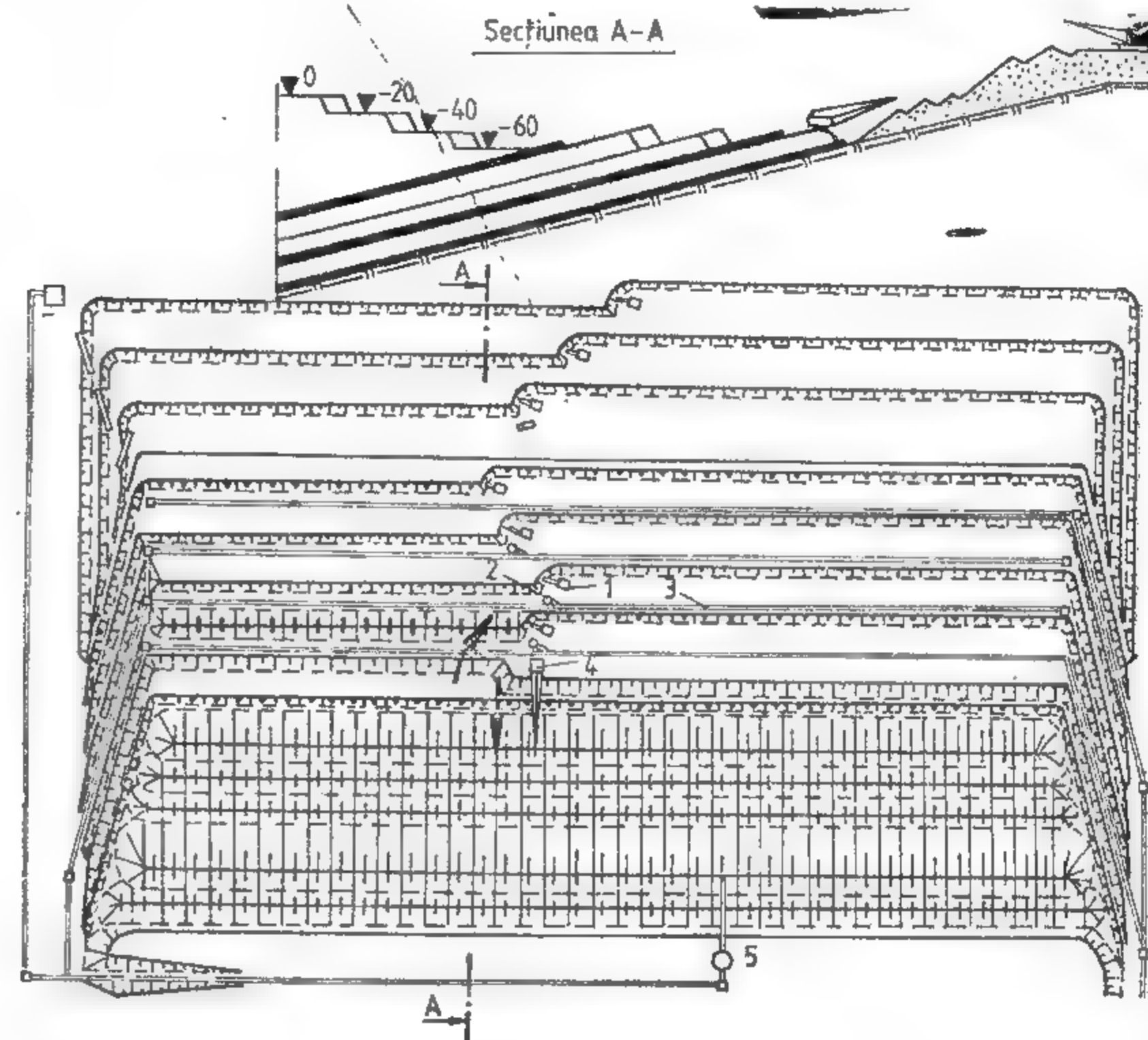


Fig. XX.137. Exploatarea unui pachet de strate cu transportul rocilor acoperitoare cu benzi transportoare și haldarea rocilor dintre strate în spațiul exploatat:

1 — excavator; 2 — concasor; 3 — bandă transportoare; 4 — draglină; 5 — mașină de haldat.

11.4.3. METODA DE EXPLOATARE CU TRANSPORTUL PARȚIAL AL STERILULUI LA HALDE INTERIOARE ȘI TRANSBORDAREA PARȚIALĂ ÎN HALDE INTERIOARE

Metoda se aplică la zăcămintele stratiforme orizontale regulate, cu copertă de mare grosime. Cea mai mare parte a copertei este extrasă cu utilaj cu acțiune continuă și transbordată prin intermediul unui transbordor cu braț în consolă (fig. XX.139) sau pod transbordor în halda interioară (fig. XX.140). Partea superioară a copertei este excavată cu excavatoare cu acțiune continuă sau intermitentă, încărcată în garnituri de tren și transportată la halda interioară. Transportul copertei din treapta superioară la halda interioară se poate face și cu transportoare cu bandă.

Utilul este extras cu excavatoare, încărcat în garnituri de tren și scos afară din carieră. Transportul utilului în carieră și exteriorul acesteia se poate face și cu transportoare cu bandă montate pe sol.

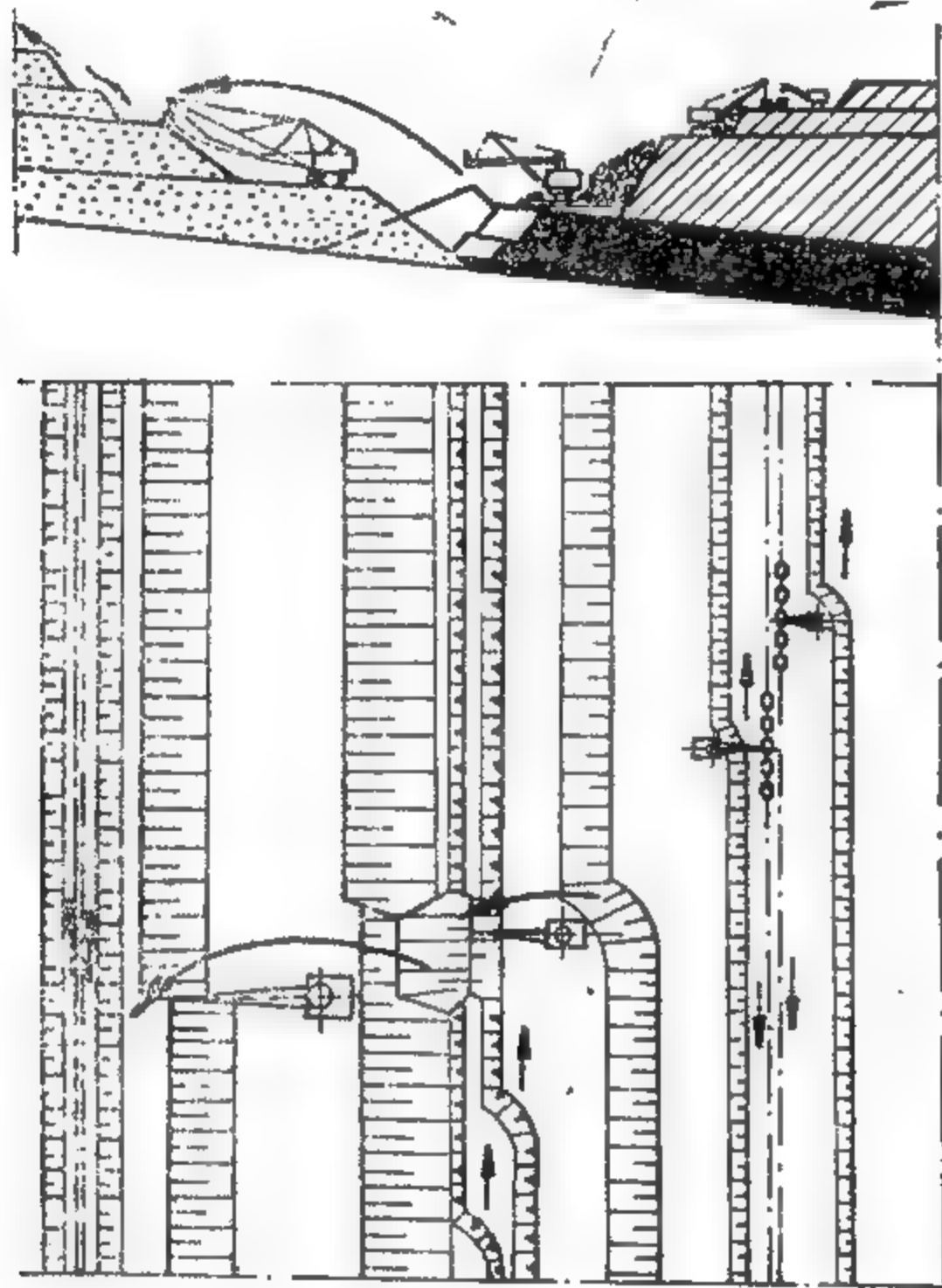


Fig. XX.138. Metoda de exploatare cu transportul parțial al unei părți de roci sterile la halde interioare, depozitarea și reexcavarea parțială a celei de-a doua părți de steril.

11.4.4. METODA DE EXPLOATARE CU TRANSBORDAREA UNEI PĂRȚI DIN COPERTĂ ÎN HALDĂ INTERIOARĂ ȘI DEPOZITAREA CELEI DE A DOUA PĂRȚI DIN COPERTĂ ÎN HALDĂ INTERIOARĂ

Metoda se aplică în cazul zăcămintelor stratiforme orizontale situate în condiții hidrogeologice grele și foarte grele. În astfel de situații transbordorul cu braț în consolă nu poate fi instalat pe acoperișul zăcămintului sau pe vatra carierei. În cazul

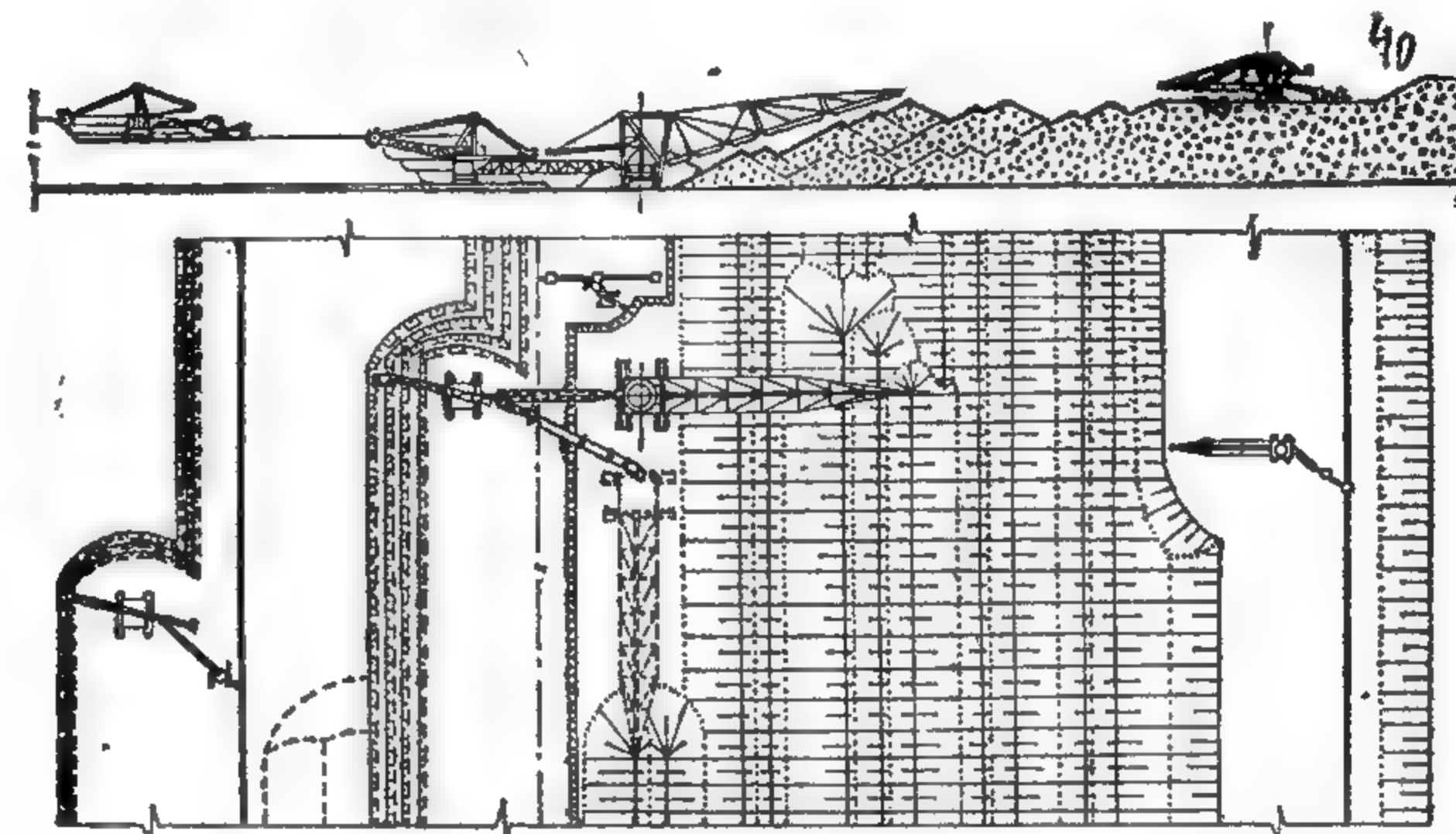


Fig. XX.139. Metodă de exploatare cu transportul parțial al sterilului la halde interioare și transbordarea parțială în halde interioare cu ajutorul transbordoarelor cu braț în consolă.

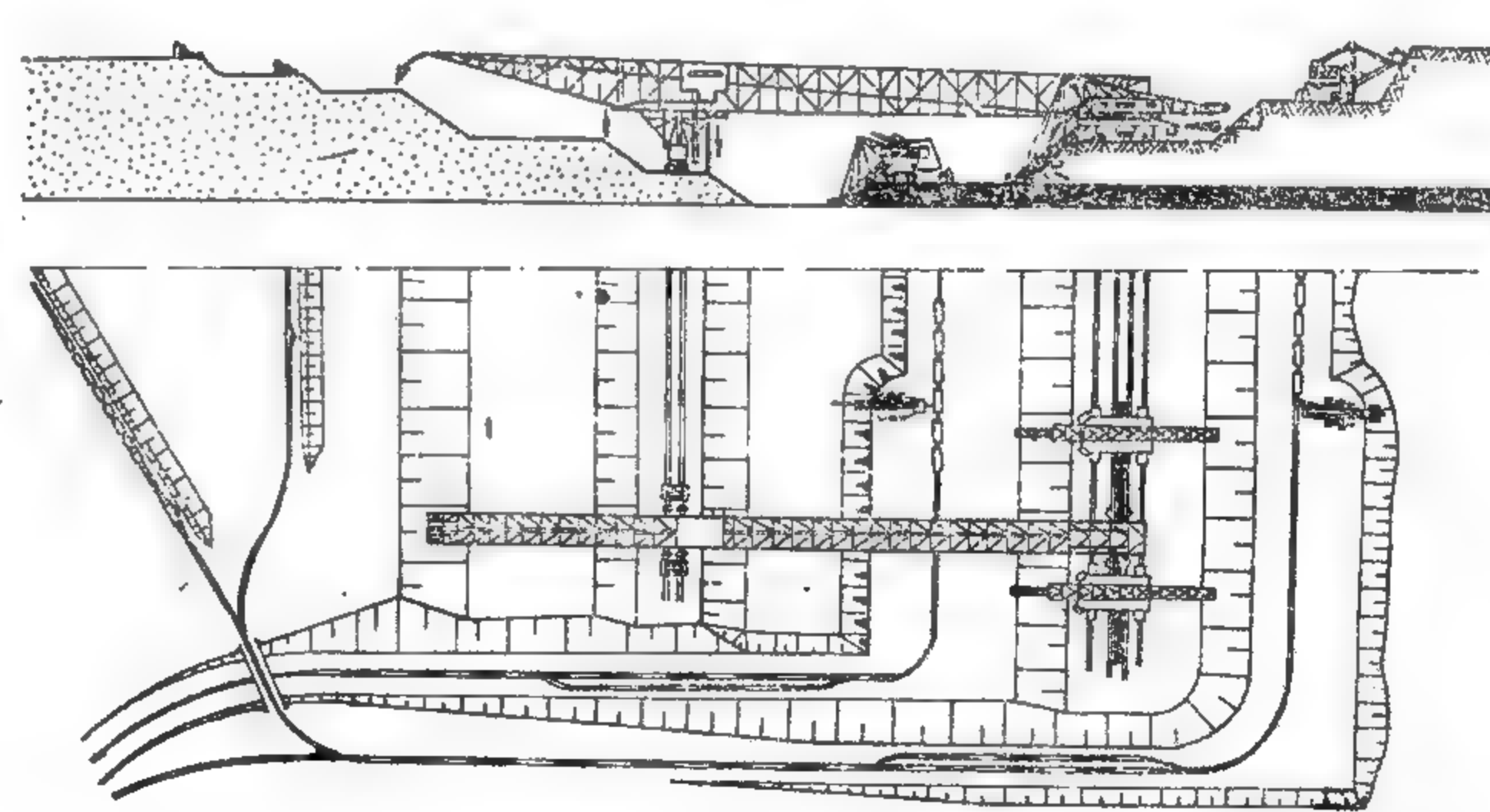


Fig. XX.140. Metoda de exploatare cu transportul parțial al sterilului la halde interioare și transbordarea parțială în halde interioare, cu ajutorul podurilor transbordoare.

prezentat în fig. XX.141 transbordorul cu braț în consolă este instalat pe o treaptă de steril, preia materialul din copertă tăiat cu un excavator cu rotor și îl depune în haldă. Treapta de steril pe care vehiculează transbordorul cu braț în consolă este excavată și depusă direct în haldă cu ajutorul unei dragline (fig. XX.141).

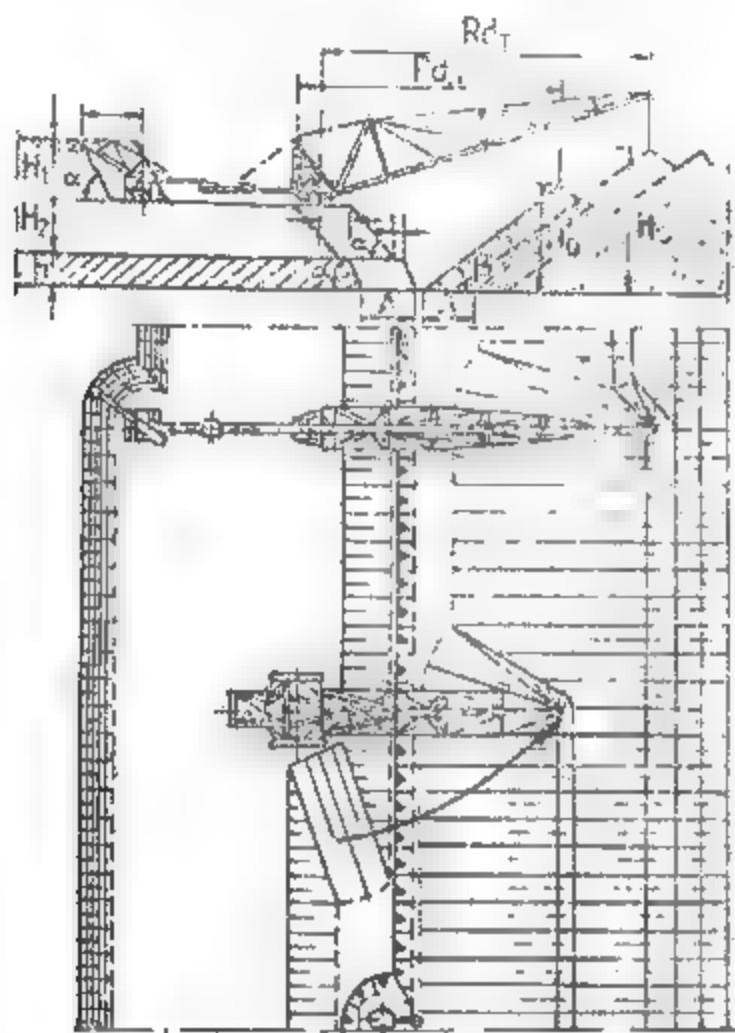


Fig. XX. 141. Metoda de exploatare cu depunerea directă și transbordarea sterilului în haldă.

În această schemă, lățimea blocului extras cu draglina este egal cu lățimea blocului extras cu excavatorul cu rotor sau poate fi un multiplu sau submultiplu al acesteia.

Datorită dimensiunilor liniare relativ mici ale transbordorului cu braț în consolă, de multe ori apare necesitatea ca acesta să funcționeze pe o treaptă înaintă de haldă.

Metoda de exploatare este simplă, productivă și economică.

11.4.5. METODA DE EXPLOATARE CU TRANSPORTUL UNEI PĂRȚI DIN COPERTĂ LA HALDE EXTERIOARE, A UNEI A DOUA PĂRȚI LA HALDE INTERIOARE ȘI TRANSBORDAREA ÎN HALDE INTERIOARE A CELEI DE A TREIA PĂRȚI DIN COPERTĂ

Metoda se aplică la exploatarea zăcămintelor orizontale sau de înclinare mică cu coperta de mare grosime, atunci când partea ce se transportă la halde interioare și exterioare este suficient de mică în comparație cu cea care se depozitează prin transbordare și deci prezintă avantaje economice (fig. XX.142).

O variantă a acestei metode de exploatare s-a aplicat în țara noastră la cariera Tismana din bazinul Rovinari. În această carieră coperta a fost împărțită în trei părți: o primă parte care constituia zona colinară a fost extrasă cu excavatoare lopată mecanică și transportată cu mijloace auto la halda exterioară a carierei; o a doua parte a fost excavată cu excavatoare cu rotor și transportată cu transportoare la halda interioară; o a treia parte, cuprinsă între stratul IV și V din perimetrul de exploa-

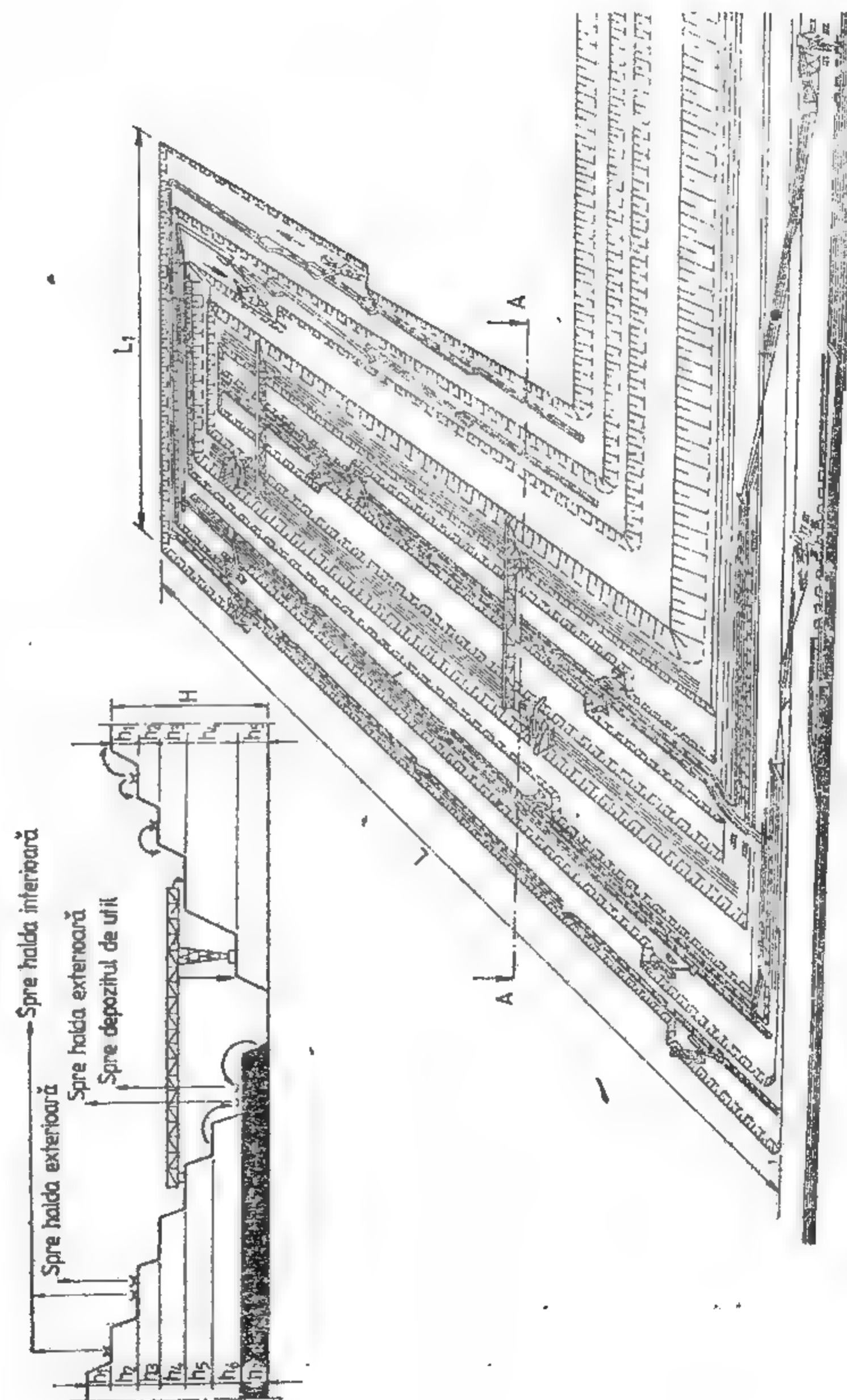


Fig. XX.142. Metoda de exploatare combinată cu transportul rocilor utile la halde interioare și exterioare și transbordare în halde interioare.

tare, a fost excavată și depusă direct în spațiul exploatat cu o mașină de haldat (transbordor cu braț în consolă) de tipul AR₆ — 4400 × 95 de construcție R.D.G.

Metodele de exploatare combinate prezintă unele deficiențe ale metodelor de exploatare cu depozitarea directă și transbordarea rocilor sterile marcate prin: dependența elementelor metodei de exploatare de parametrii funcționali ai utilajului și limitarea cantităților de rezerve deschise, pregătite și gata de exploatare.

Coeficientul de descoperță admis la metodele de exploatare combinate are valori ce oscilează între limite foarte largi (4–12 m³/t), în funcție de ponderea participării elementelor din grupele metodelor de exploatare cu depozitarea sau transbordarea sterilului și a celor de la metodele de exploatare cu transportul sterilului la halde.

11.5. METODE DE EXPLOATARE SPECIALE

Metodele de exploatare speciale se aplică la zăcămintele sub formă de stockuri sau depozite dezvoltate deasupra sau sub nivelul terenului înconjurător și la zăcămintele stratiforme orizontale sau foarte puțin înclinate, a căror copertă este de grosime mică și constituită din roci de tărie mică. Coperta fiind de grosime mică, extragerea-încărcarea, transportul și depozitarea acestora nu reprezintă un volum mare de lucrări.

În această grupă de metode de exploatare se încadrează, de asemenea: exploatarea aflorimentelor și a utilului rămas în marginile carierelor; exploatarea zăcămintelor de turbă; exploatarea zăcămintelor aluvionare și exploatarea materialelor de construcții sub formă de blocuri și calupuri.

11.5.1. EXPLOATAREA ZĂCĂMINTELOR SUB FORMĂ DE DEPOZITE

În funcție de poziția și direcția de înaintare a fronturilor de lucru din masivul de substanță minerală utilă, metodele de exploatare a acestor zăcămintele se împart în: metode de exploatare cu fronturi lungi, metode de exploatare cu fronturi radiale și metode de exploatare cu fișii.

Metode de exploatare cu fronturi lungi. În zăcămintele mari de calcare, roci de construcții precum și la unele zăcămintele de minereuri se poate aplica metoda de exploatare cu fronturi lungi.

În acest caz extragerea substanței minerale utile se face pe toată lungimea treptei de exploatare, sau pe sectoare ale acesteia, având sensul de înaintare în direcția perpendiculară cu direcția zăcămintului (fig. XX.143).

De cele mai multe ori treapta este împărțită în intrinduri, iar acestea în blocuri, în care se face extragerea. Fronturile de lucru din blocuri înaintază pe direcția zăcămintului. După necesitățile de producție se pot exploata simultan mai multe blocuri, intrinduri și chiar trepte.

Extragerea utilului se realizează cu explozivi amplasați în găuri de sondă sau în camere de minare. Încărcarea materialului derocat se face cu excavatoare, iar transportul acestuia pe cale ferată, sau cu mijloace auto. În vederea realizării transportului cu transportoare cu bandă a materialului util de la treapta în extragere la punctul de distribuție, în ultimii ani sînt folosite din ce în ce mai mult grupurile mobile de concasare amplasate în front (fig. XX.131), sau grupurile semistaționare sau staționare amplasate pe treaptă (fig. XX.144).

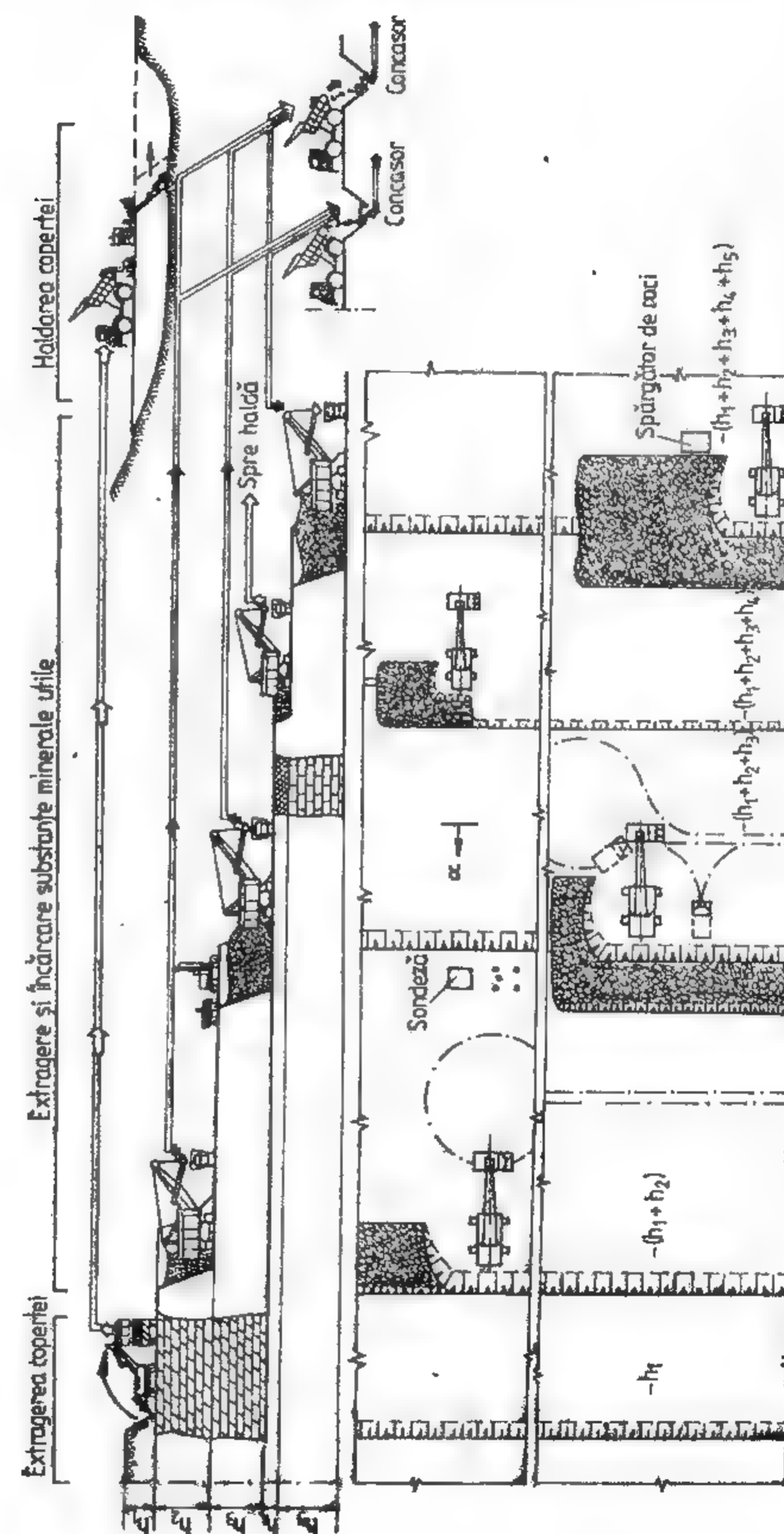


Fig. XX.143. Metoda de exploatare cu fronturi lungi aplicată la exploatarea unui zăcămint calcaros.

Încărcarea materialului în grupul de concasare se face fie direct de către excavator, fie prin intermediul unei autobasculante, care asigură transportul pe distanța dintre excavatorul care încarcă și grupul de concasare.

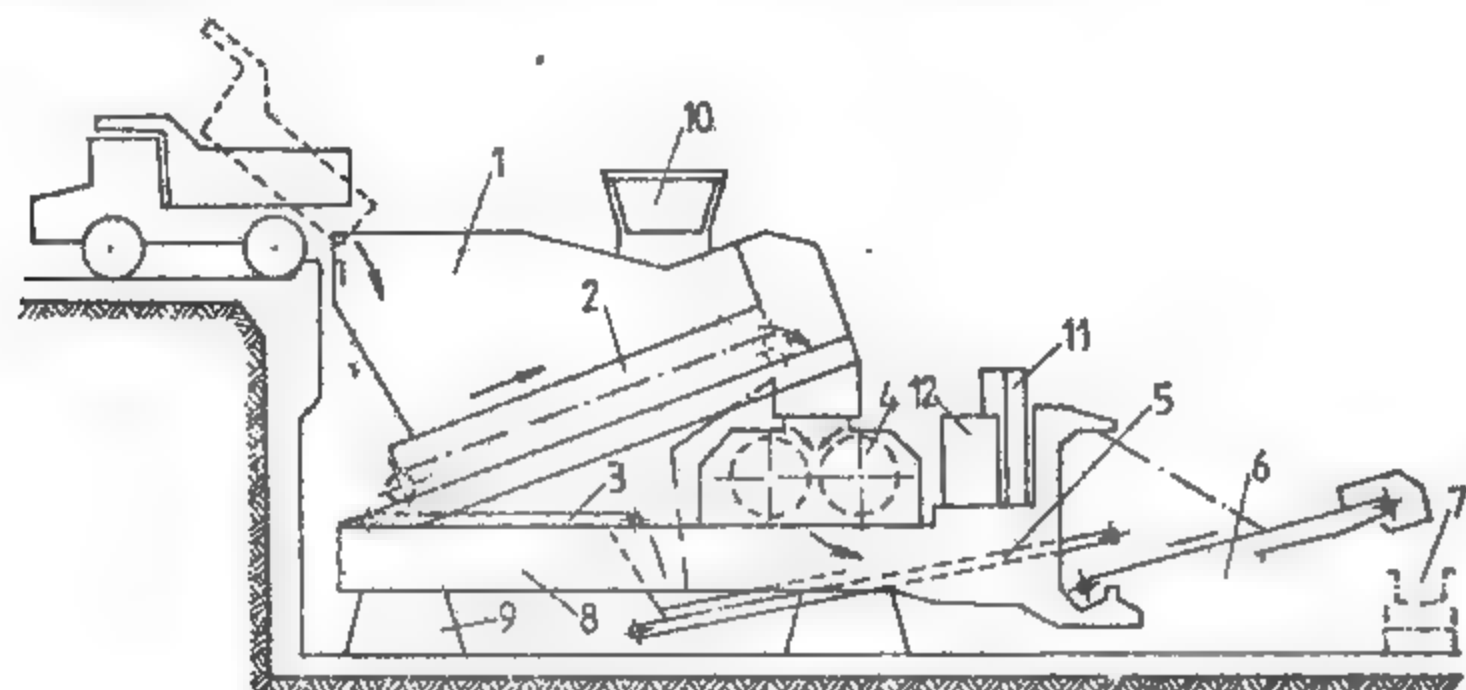


Fig. XX.144. Schema de funcționare a unui grup de concasare amplasat pe treaptă:

1 — pilnie de primire a materialului; 2 — alimentator; 3 — transportor pentru preluarea trecerii de la alimentator; 4 — concasor; 5 — transportor fix care preia materialul concasat și trecerea de la alimentator; 6 — transportor orientabil; 7 — transportor ne-staționar de evacuare a materialului de la concasare; 8 — șasiul grupului; 9 — suportul grupului; 10 — cabină de comandă; 11 — pupitrul de comandă și control; 12 — instalația de desprăfuire.

Această metodă de exploatare prezintă următoarele avantaje: volum relativ mic al lucrărilor de pregătire; posibilitatea măririi rapide a volumului excavat și transportat prin introducerea în producție a unor utilaje din parcul de rezervă; schemă simplă și lungimea relativ mică a liniilor și drumurilor de transport.

Pe lângă avantajele de mai sus, metoda asigură o producție și productivitate mare și permite o bună organizare a lucrului (fig. XX.145).

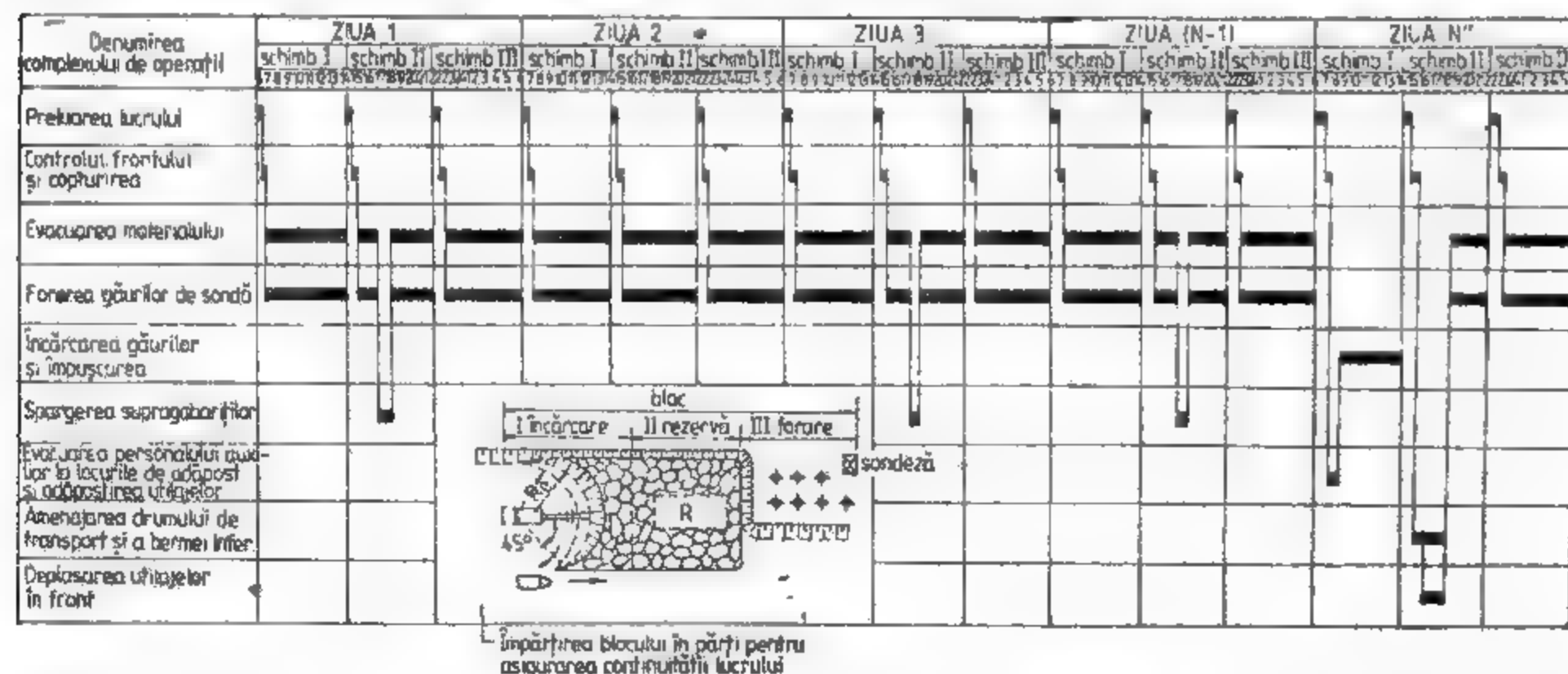


Fig. XX.145. Graficul de organizare cu suprapunerea operațiilor într-un front de lucru: R — rezerva de material afinat care asigură funcționarea excavatorului pe o durată de 3—10 zile; N* — ziua în care se organizează încărcarea și împușcarea găurilor.

La exploatarea zăcămintelor de dimensiuni reduse, cu dezvoltare neuniformă și cu tectonică complicată, se aplică metodele de exploatare cu fronturi radiare sau cu fișii. În funcție de prezența și dispunerea fisurilor și a suprafețelor de separație în masivul de substanță minerală utilă, metoda de exploatare cu fișii poate fi cu fișii transversale sau direcționale.

Aceste metode de exploatare prezintă următoarele dezavantaje: posibilitate limitată de mecanizare complexă; rețea complicată de transport; dificultăți la exploatarea simultană a mai multor trepte; producție și productivitate scăzută.

11.5.2. EXPLOATAREA ZĂCĂMINTELOR STRATIFORME DE GROSIME MEDIE ȘI SUBȚIRI

Pentru valorificarea zăcămintelor de cărbune și a unor zăcămintele stratiforme nemetalifere de grosime și înclinare mică care află pe întinderi foarte mari și a căror extragere prin descoperire la zi sau prin lucrări subterane este de obicei nerentabilă, a fost stabilită o metodă care poate fi considerată ca o nouă metodă de exploatare în cadrul exploatării la zi.

Principiul metodei constă în săparea unei tranșee sau semitrânșee de pregătire pe direcția zăcămintului sau aflorimentului, având vatra sub nivelul culcușului zăcămintului, din care se începe extragerea utilului prin intermediul găurilor de foraj de diametru mare sau cu ajutorul unor combine.

Săparea tranșeei se realizează cu excavatorul lopată mecanică, draglină sau cu excavatorul cu rotor și cupe tăietoare (fig. XX.146). Din tranșee sau semitrânșee cu

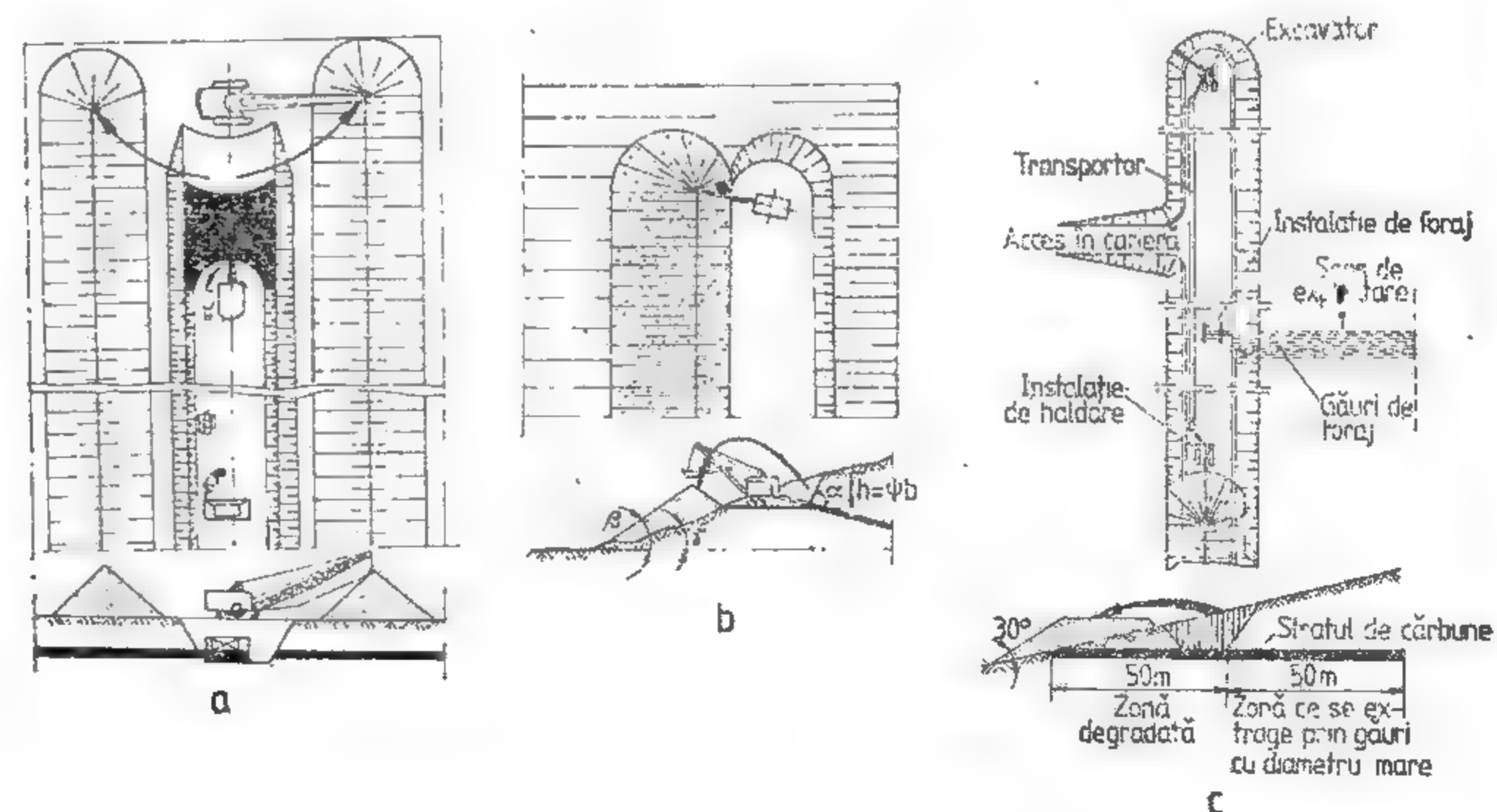


Fig. XX.146. Săparea tranșeei de pregătire:

a — folosirea draglinei; b — folosirea excavatorului cu cupă dreaptă; c — folosirea excavatorului cu rotor.

lăţimea vetrei de 9–18 m se execută în zăcămint, cu ajutorul unor instalaţii de forat rotativ sau cu ajutorul unor combine de dimensiuni mici, găuri de mare diametru (400–2100 mm), dispuse la intervale de 100–500 mm între pereţii găurilor şi lăsând la culcuş şi acoperiş un banc de 100–200 mm (fig. XX.147). Pilierei de grosime variabilă (fig. XX.147), care se lasă între găuri, se distrug treptat, fără a pune în pericol fluxul de exploatare, astfel că pierderile de exploatare la această metodă se ridică la aproximativ 50%.

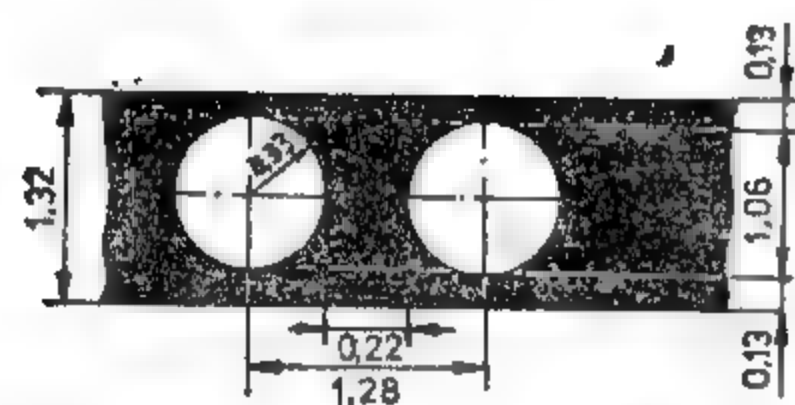


Fig. XX.147. Amplasarea găurilor de foraj şi a pilierilor.

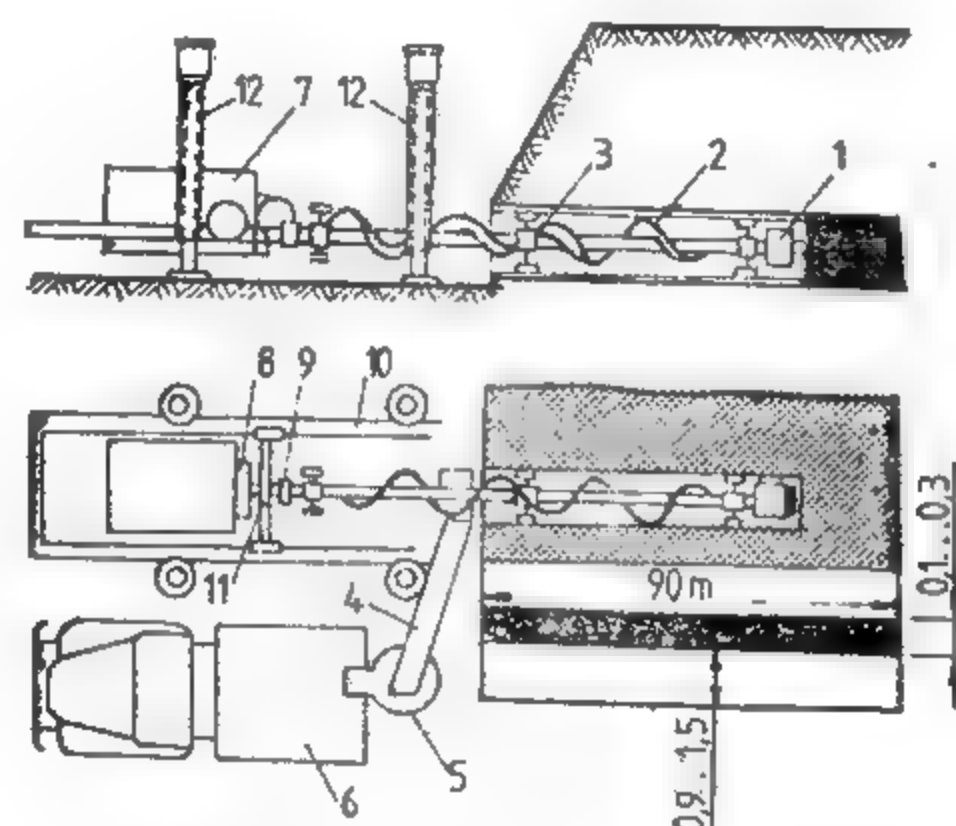


Fig. XX.148. Instalaţie de exploatare prin foraj:

1 - coroană dinţată; 2 - melc; 3 - stea de ghidare; 4 - bandă de transport; 5 - cap de încărcare; 6 - autocamion; 7 - motor de acţionare; 8 - reductor; 9 - cuplaj; 10 - cadru pentru deplasarea motorului; 11 - mecanism de avans; 12 - cricuri hidraulice pentru susţinerea instalaţiei.

Instalaţiile folosite în cadrul acestei metode de exploatare sînt de două tipuri: unele la care gaura are formă cilindrică, iar transportul cărbunelui de-a lungul găurii se efectuează cu un melc prins pe tije de foraj (fig. XX.148) şi altele la care găurile au profil dreptunghiular, iar transportul se execută cu un transportor cu bandă, extragerea realizîndu-se cu ajutorul combinelor (fig. XX.149).

În prezent se cunoaşte o gamă destul de variată de instalaţii de provenienţă sovietică şi americană, pentru exploatarea din lucrări la zi a stratelor de grosime medie, şi mică. Aceste instalaţii realizează productivităţi ridicate, în strate de la 0,4–2,50 m cu înclinare între 6...15°, putînd asigura valorificarea economică a unor strate subţiri, uneori abandonate sau exploatare neeconomic. Această metodă de exploatare poate fi aplicată şi pentru recuperarea unei părţi din cărbunele rămas în strat în conturul carierelor. Posibilităţi de aplicare a metodei există şi în cazul zăcămintelor de diverse minereuri nemetalifere de tărie mică şi medie.

Costul unitar al utilului extras poate fi mai redus decît cel obţinut prin metodele clasice în carieră, dat fiind în primul rînd raportul de descoperire redus.

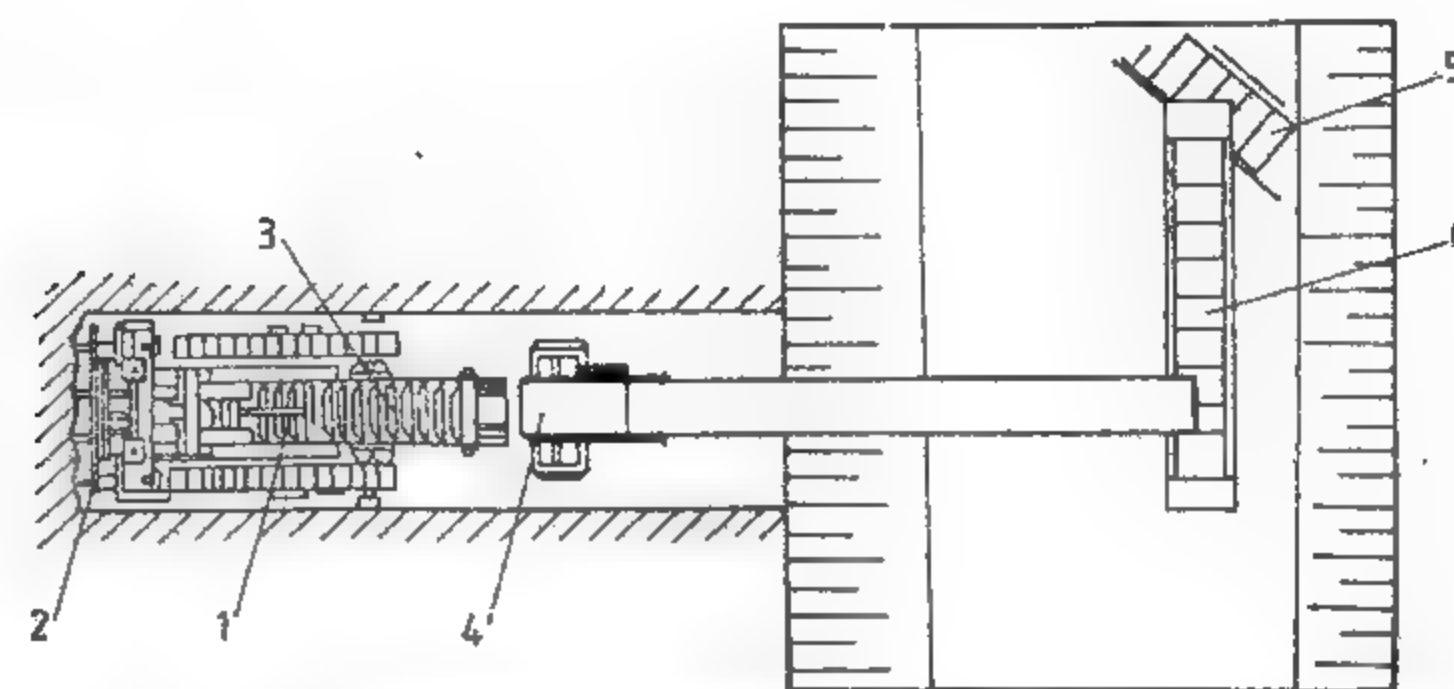


Fig. XX.149. Exploatarea stratelor de grosime mică cu ajutorul combinelor:

1 - combină; 2 - cap tăietor; 3 - transportor cu raclete; 4 - transportor cu bandă; 5 - siloz; 6 - bandă transportoare pentru ridicarea materialului.

11.5.3. EXPLOATAREA ZĂCĂMINTELOR DE TURBĂ

Turba este un sediment recent al mlaştinilor neaerisite, compus din resturi vegetale, trecut printr-un proces chimic şi fizic care a avut drept rezultat o îmbogăţire în carbon. Mlaştinile de turbă au grosimi variabile, dar cele cu grosimi mai mici de 50 cm sînt considerate neexploatabile.

Mlaştinile de turbă se împart în două categorii: *mlaştini eutrofe* şi *mlaştini oligotrofe*.

Turba mlaştinilor eutrofe se formează sub nivelul apelor de infiltraţie, este deci o turbă infraacvatică, bogată în cenuşă şi de calitate inferioară. Turba eutrofă se foloseşte, în cele mai multe cazuri, drept combustibil, atît în industrie cît şi pentru uz casnic. În prezent există în lume mai multe zeci de centrale termoelectrice pe bază de turbă şi, de asemenea, un mare număr de instalaţii de brichetare a turbei.

Turba mlaştinilor oligotrofe este o turbă supraacvatică — formată deasupra apelor de infiltraţie — cu un conţinut foarte redus de cenuşă (2%), foarte higroscopică, rău conducătoare de căldură, de foarte bună calitate şi cu multiple utilizări în agricultură, medicină, industria materialelor de construcţii etc.

Pe teritoriul ţării noastre se cunosc în total peste 40 de turbării, dintre care cele mai importante sînt repartizate de-a lungul lanţului Carpaţilor, pe podişul Transilvaniei, în munţii Apuseni şi în nordul Transilvaniei.

Suprafaţa turbăriilor eutrofe şi oligotrofe din ţară este de peste 7000 ha cu o rezervă de aproximativ 90 milioane m³.

Faţă de alte ţări din Europa şi din lume aceste rezerve sînt destul de reduse. Ţările cele mai bogate în zăcămintele de turbă din lume sînt: Uniunea Sovietică, Canada, Finlanda, Suedia, Norvegia, Polonia, R. F. Germania, Irlanda, Scoţia, Danemarca şi Ungaria.

Fluxul tehnologic de exploatare a turbei constă dintr-o serie de operaţii care au drept scop obţinerea turbei uscate natural sau artificial — care să fie supusă apoi fluxului de prelucrare. Aceste operaţii constau în: îndepărtarea vegetaţiei, descoperirea

și nivelarea zăcămintului, drenarea acestuia, tăierea turbei, stivuirea, uscarea, încărcarea și transportul precum și o serie de lucrări auxiliare.

Perimetrul unei viitoare turbării este cartat la o scară de 1:500 sau 1:1000 cu izohipsele la 1 m și cu adnotările rezultatelor din probele luate după un canevass strâns, privind grosimea stratului exploatabil. Probele de zăcămint se colectează cu ajutorul unei sonde speciale, spre a evita distrugerea țesutului fibros.

Perimetrul turbării se împarte în panouri cu lungimea de 250–400 m și cu lățimea de 80–200 m. Suprafața medie a unui panou va fi de circa 30 000 m², ceea ce reprezintă la o adâncime medie de 2 m un volum de aproximativ 60 000 m³.

După ce s-au trasat panourile, primele operații ce trebuie efectuate constau în: îndepărtarea vegetației, descoperirea terenului și nivelarea lui. Aceste operații se fac manual sau mecanizat, cu ajutorul unor agregate complexe.

După realizarea operațiilor mai sus menționate se trece la săparea rețelei canalelor de drenare care au scurgere naturală și al căror profil trebuie să asigure asecarea cotelor minime ale mlaștinei cu turbă.

Sistemul de drenare (fig. XX.150), se compune dintr-un canal colector sau principal și o serie de canale de drenaj de panou cu secțiunea medie de 1–2 m² de la care pleacă șanțurile transversale de panou care au suprafața medie a secțiunii transversale de 0,5 m².

Canalele de drenaj de panou se sapă la intervale de aproximativ 100 m, perpendicular pe tranșeea principală, iar la intervale de până la 50 m paralel cu tranșeea principală, adică perpendicular pe canalele de panou se sapă șanțurile transversale de panou.

Canalul principal este săpat inițial cu o adâncime de 1,0–1,5 m și se adâncește treptat, păstrând panta taluzurilor de 1:1. Acest canal va putea pătrunde chiar în roca din fundul mlaștinii și va avea o pantă longitudinală uniformă de 2:1000 sau chiar 1:1000, având în vedere că va deveni tranșeea principală a turbării. Canalul principal cu panta uniformă va asigura scurgerea naturală a apelor și va duce astfel la asecarea cotelor minime ale turbării.

Volumul total de excavare pentru drenarea unui panou cu dimensiunile indicate mai sus este de circa 2000 m³.

Săparea acestor lucrări se execută, după secțiunea și volumul lor, manual sau mecanizat, cu ajutorul unor excavatoare cu presiune specifică pe sol foarte redusă.

În anumite situații și în special în cazul turbelor eutrofe, canalele de drenare se pot săpa cu ajutorul unor pluguri cu discuri cu regim de funcționare continuu, cum ar fi cel de tipul MK-1,8 care poate săpa șanțuri de drenaj adânci de 1,8 m.

Prin asecarea prealabilă, nivelul suprafeței turbării se coboară prin tasare cu 20–30 cm anual, în cazul unei rețele de canale cu adâncimea de 1,0–1,5 m.

Metode de extragere. Extragerea turbei se poate realiza manual, semimecanizat sau mecanizat.

Extragerea manuală se realizează cu ajutorul unor hârlețe bine ascuțite, cu care se taie calupuri de aproximativ 30 × 13 × 13 cm și care se depun în stive pentru uscare naturală. În cazul acestei metode de extragere săparea canalelor de drenare se face tot manual. Extragerea manuală se aplică la turbării cu rezerve și producții mici și în condiții de zăcămint dificile.

Extragerea semimecanizată se aplică la turbăriile cu rezerve reduse, care au forme neregulate și pentru care achiziționarea unui utilaj de mare productivitate ar fi prea scumpă.

În astfel de turbării se utilizează excavatoare mici cu cupa de 0,3–0,5 m³, care vehiculează pe șenile și care servesc pentru săparea șanțurilor de drenaj.

Schema de împărțire a zăcămintului în panouri este asemănătoare cu cea prezentată în fig. XX.150.

Extragerea propriu-zisă a turbei, dată fiind producția redusă, se face cu ajutorul uneltelor manuale, sub formă de calupuri.

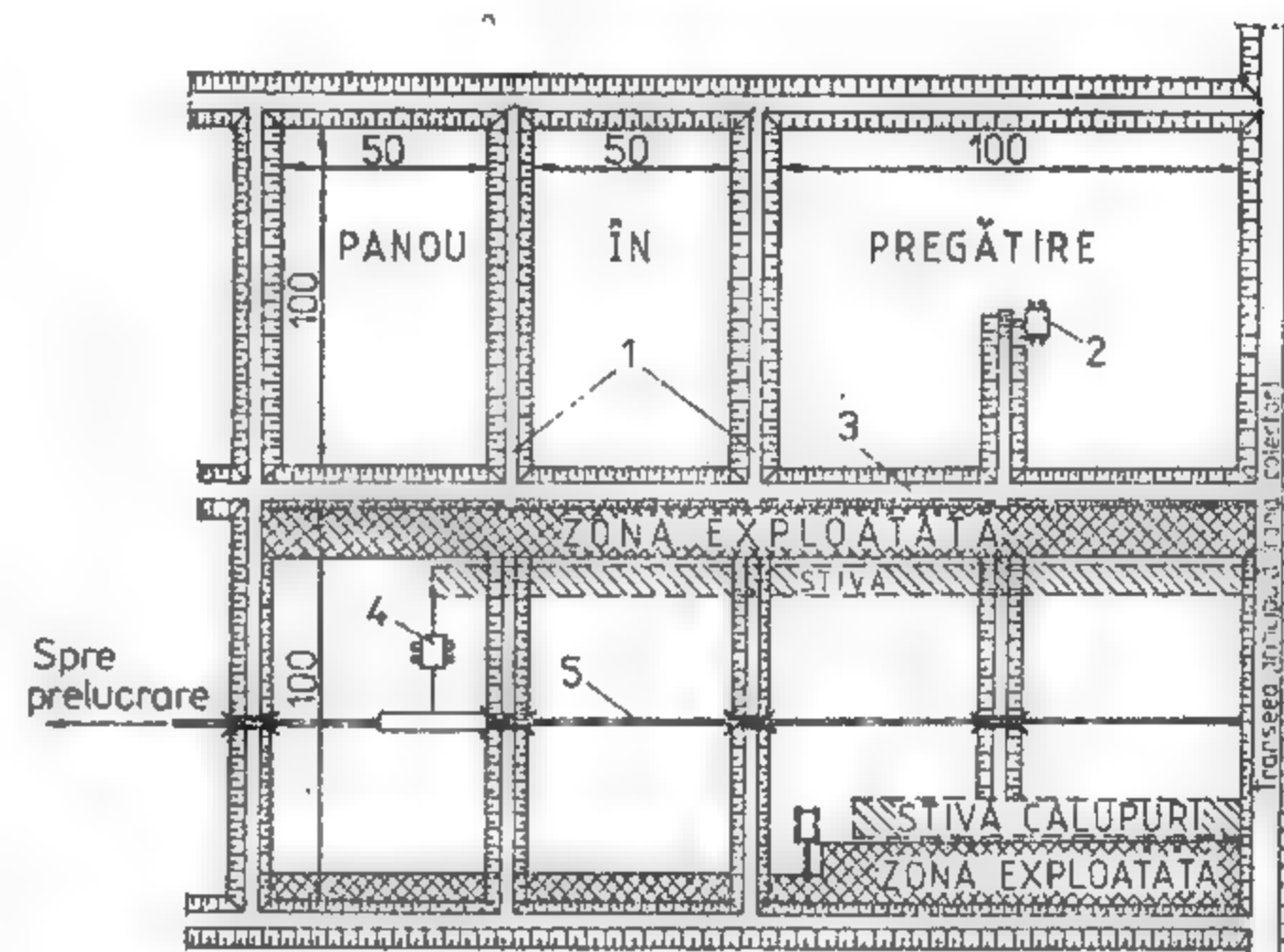


Fig. XX.150. Pregătirea și exploatarea mecanizată a zăcămintului de turbă:

1 – șanț transversal; 2 – utilaj de nivelare și de săpat șanțuri, 3 – dren (canal de panou); 4 – cărucior de încărcare; 5 – cale ferată (sau bandă) îngustă.

Calupurile extrase se așază în stive, pentru uscare naturală. Pentru o uscare bună și cât mai rapidă, stivele de calupuri se așază la distanțe de 3–10 m una față de alta, în funcție de umiditatea terenului.

Este de preferat ca turba extrasă care are o umiditate de 70–95% să fie uscată natural înainte de a fi introdusă în instalația de uscare artificială. Calupurile vor sta câteva zile în stive în care vor pierde până la 25% din umiditate, suferind astfel o uscare primară. În cazul când condițiile atmosferice vor determina un timp mai îndelungat pentru păstrarea în stive, atunci se pot aranja de-a lungul căilor ferate înguste mai multe șiruri de stive. Încărcarea din stive în vagonete se poate face mecanizat, cu ajutorul unor graifare montate pe un tractor cu șenile sau, în cazul turbăriilor cu producții mai reduse, încărcarea în vagonete se poate face manual.

Extragerea mecanizată se realizează cu ajutorul unor mașini complexe care au o presiune specifică pe sol foarte mică — sub 1 daN/cm^2 .

În funcție de natura, forma, extinderea și constituția zăcămintului de turbă, extragerea mecanizată a turbei se poate realiza după două sisteme:

- extragerea mecanizată prin frezare, și
- extragerea mecanizată pe verticală, care se poate face la rîndul său în două variante 1) extragerea zăcămintului în felii; 2) extragerea zăcămintului pe toată adîncimea deodată.

Extragerea mecanizată prin frezare se aplică la turbele eutrofe de cîmpie, cu suprafețe întinse, puțin dezvoltate în adîncime și a căror constituție vegetală este aproximativ orizontală și stratiformă, și care sînt întrebuintate în special pentru brichetare. Acest sistem constă în tăierea unor strate subțiri de turbă în grosimi de pînă la 10 cm, după ce suprafața a fost bine planată și drenată. Materialul mărunt rezultat este apoi adunat mecanic în grămezi mari care prin uscare naturală își reduce umiditatea pînă la 40—50%. Extragerea prin frezare prezintă dezavantajul că se poate executa numai în timpul verii și că materialul rezultat poate fi întrebuintat numai pentru brichetare.

Extragerea mecanizată pe verticală se utilizează în special la zăcămintele oligotrofe, cu o construcție vegetală dezvoltată pe verticală, de tipul *Sphagnum*.

Tăierea turbei în acest caz se face sub formă de calupuri, cu ajutorul unor mașini pe șenile cu o greutate totală de 2—3 t, care pe lîngă tăiere asigură ridicarea și depunerea calupurilor de turbă în stive pentru uscare.

În fig. XX.150 se poate urmări modul de execuție al lucrărilor la extragerea mecanizată sub formă de calupuri a turbei.

Extragerea turbei în felii sub formă de calupuri se realizează cu diferite mașini, cum ar fi de exemplu cea de tip STEBA, licență R.F.G.

Mașina STEBA se deplasează direct pe turbă și asigură tăierea pe adîncimi variabile cuprinse între 15 și 75 cm. Ea dispune de o ramă puternică care printr-o singură lovitură taie 10 calupuri dispuse pe două rînduri, cu dimensiunile de $40 \times 15 \times 15 \text{ cm}$. După această operație rama se rabate și depune calupurile pe o altă ramă fixă care le stivuieste de-a lungul canalului săpat. Mașina are o capacitate de tăiere de 35—60 m^3/h la un avans de 60—100 m/h.

Colectarea calupurilor de turbă se face cu ajutorul unui cărucior cu bandă, a cărui lungime extinsă este de aproximativ 60 m. Căruciorul circulă pe șenile (fig. XX.150) și are două benzi de cauciuc în prelungire care se pot roti una față de cealaltă. Căruciorul are un debit mare și este deservit de doi muncitori, unul la operația de încărcare și celălalt la descărcare.

Transportul turbei se poate face cu o bandă sau pe o cale ferată îngustă montată în mijlocul panoului de exploatare. Linia ferată se montează simplu, în panouri de șine cu traverse metalice, fără vreo amenajare specială. Vagoanele cu care se transportă turba au cutii din scînduri sau din șipci.

— Varianta de extragere pe verticală pe toată adîncimea deodată se aplică, de obicei, numai la zăcămintele de turbă cu grosimea de minimum 2 m, și are deci un domeniu de aplicabilitate mai restrîns. Extragerea, în acest caz, se face cu mașini de tăiere pe verticală, cum ar fi cea de tipul K.St-II — care se deplasează pe o cale ferată îngustă dublă, cu ecartamentul de 600 mm, avînd distanța între axele celor două căi ferate de 2,0 m și detașează turba din masiv sub formă de calupuri cu dimensiunile de $570 \times 380 \text{ mm}$. Mașina lucrează, în suveică și productivitatea ei este funcție de grosimea stratului de turbă, putînd să ajungă pînă la aproximativ 35 m^3/h . Utilizarea mașinii K.St-II — prezintă marele dezavantaj că încărcarea calupurilor deta-

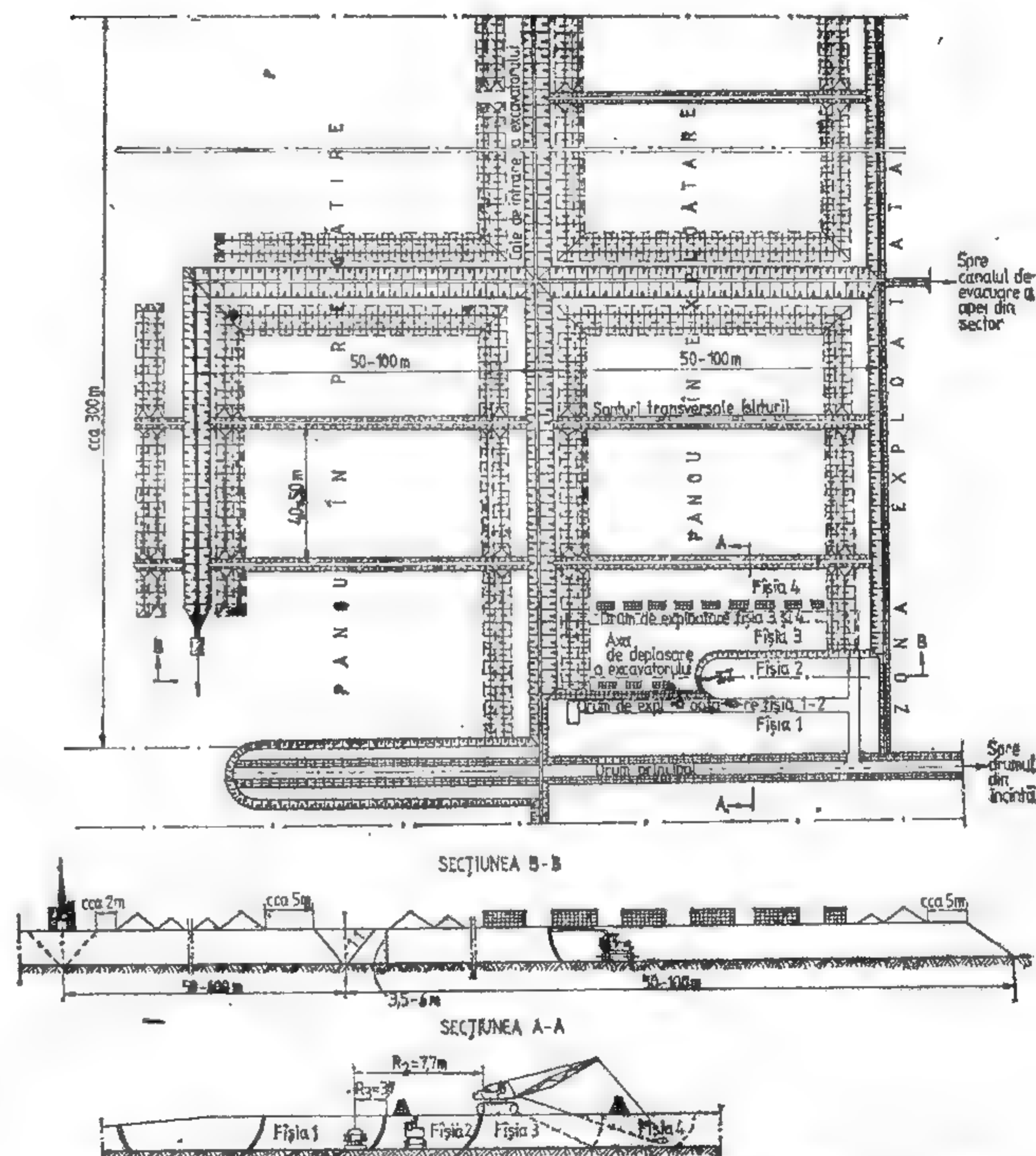


Fig. XX.151. Metoda de exploatare a turbei pe toată grosimea deodată.

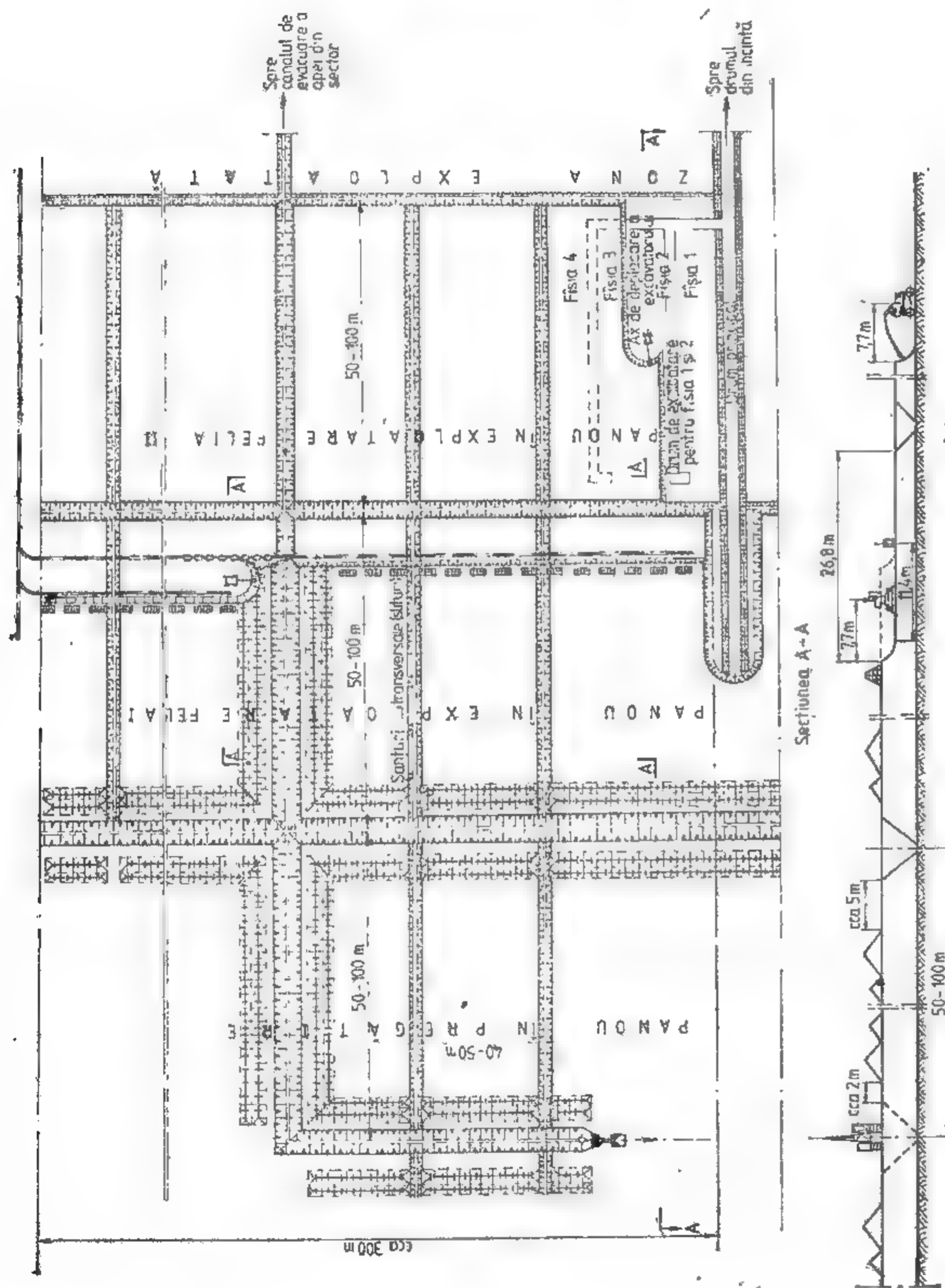


Fig. XX.152. Metoda de exploatare a turbel în felii.

șate din masiv se face direct în vasele de transport, neexistând astfel posibilitatea uscării primare a materialului în carieră.

În prezent, în țara noastră există preocupări susținute pentru exploatarea și valorificarea superioară a turbel. Ca urmare, pentru principalele zăcăminte au fost făcute studii tehnico-economice și în funcție de structură s-a trecut la exploatarea lor pe toată grosimea deodată (fig. XX.151) sau în felii (fig. XX.152). Exploatarea se va face mecanizat și realizarea principalelor procese de producție are ca bază folosirea utilajului de construcție românească: excavatoare lopată mecanică de tipul P-401; dragline de tipul DH-801; tractoare amfibie pe șenile de tip Delta; remorci pe pneuri de joasă presiune RHS; încărcătoare cu două brațe pentru materialul uscat etc.

11.5.4. EXPLOATAREA ZĂCĂMINTELOR ALUVIONARE

Extragerea mecanică a aluviunilor. În majoritatea cazurilor, în cariere se adoptă metode mecanizate de detașare a aluviunilor. Utilajul cel mai des folosit este excavatorul cu o singură cupă — lopată mecanică.

Înainte de a se începe extragerea zăcămintului aluvionar, se execută în teren o tranșee, apoi aluviunile sunt extrase prin întrînduri paralele, într-o parte sau în ambele părți ale tranșeei. În condiții corespunzătoare aluviunile se pot extrage cu excavatoarele de tip draglină sau cu excavatoarele cu cupe multiple de tip elindă.

La producții mici ale carierelor, pentru simplificarea extragerii se pot folosi screperile cu cablu sau screperile pe roți. Aceste utilaje sunt folosite atunci când procurarea excavatoarelor mari și a mijloacelor de transport nu este justificată.

Extragerea aluviunilor prin hidromecanizare. În anumite condiții marcate în principal prin roci slabe și cantitate suficientă de apă, aluviunile pot fi extrase prin hidromecanizarea operațiilor.

Procedul se bazează pe proprietatea unui curent de apă cu viteză mare de a spăla materialele granulare care au o coeziune redusă și de a purta cu el particulele dezagregate, transportându-le pînă fiind, datorită coborîrii vitezei sub o anumită limită, particulele se depun.

Pentru ca aplicarea procedeelor de lucru hidromecanizate să fie eficientă, sînt necesare următoarele: să existe în imediata vecinătate surse abundente de apă la un debit de 20-60 m³ apă la 1 m³ de rocă exploatată în masiv și care să poată fi ușor folosite; relieful terenului să fie suficient de accidentat ca să permită scurgerea liberă a hidromasei; materialul exploatat să se spele cu ușurință, să se poată transporta lesne și să cedeze repede apă în timpul operațiilor de depozitare; terenul natural să fie suficient de impermeabil, pentru a înlesni scurgerea hidromasei prin șanțuri, cel puțin în zona frontului de lucru; volumul lucrărilor să fie suficient de mare ca să justifice din punct de vedere economic investițiile necesare.

Cînd aceste condiții sînt îndeplinite, hidromecanizarea permite să se realizeze o productivitate ridicată a muncii, o calitate superioară a produselor și un cost mult mai redus, în condițiile cele mai avantajoase putîndu-se ajunge chiar pînă la 50% din costul lucrărilor exceptate cu excavatoarele și camioanele obișnuite.

Hidromecanizarea poate fi aplicată la lucrările de extragere și transport, sau numai la transport (dezagregarea putîndu-se face prin alte mijloace).

Procesul tehnologic al lucrărilor hidromecanizate impune existența permanentă a unui carent continuu de apă între abataj și punctul de descărcare (depunere). Întreruperea sau modificarea caracteristicilor acestui curent poate produce mari dificultăți în exploatare.

Apa care alimentează hidroinstalațiile este adusă de la o sursă locală, iar după executarea tuturor operațiilor care compun procesul tehnologic, este îndepărtată sau redată sursei inițiale în vederea refolosirii ei. Alimentarea directă se folosește numai în cazurile când rezervele de apă sînt abundente și aducerea ei este ieftină. Alimentarea folosind recirculația apei întrebuintate se aplică în toate cazurile când sursele locale sînt insuficiente și aducerea apei este costisitoare.

Capacitatea de spălare a rocilor depinde de: caracteristicile rocii, presiunea produsă de jetul de apă, cantitatea de apă folosită și condițiile de lucru (metoda de spălare, unghiul de atac al jetului, distanța de la hidromonitor la front etc.).

Practica a stabilit că rocile se spală cu atît mai ușor cu cît au un grad de porozitate mai mare, o plasticitate mai redusă și un grad de umiditate mai ridicat. Astfel, rocile nisipoase și imbibate cu apă se spală foarte ușor, pe cînd argilele plastice compacte se spală foarte greu.

Cantitatea de apă consumată pentru excavarea rocii depinde și de permeabilitatea bermei inferioare treptei în exploatare; de aceea, trebuie făcută o deosebire între apa necesară spălării propriu-zise și aceea necesară transportului.

În principiu, cantitatea de apă necesară transportului depinde de consistența pe care trebuie să o aibă hidromasa pentru a se scurge pe o anumită pantă, precum și de felul rocii. Pentru transportul particulelor argiloase, este suficientă cantitatea de apă necesară pentru spălare, fără nici un alt surplus, deoarece berma de lucru pe care se scurge hidromasa este mai mult sau mai puțin impermeabilă. Pentru transportarea fracțiunilor mari de nisip sau de pietriș, este însă nevoie de o cantitate mult mai mare de apă pentru spălarea lor.

Reducerea consumului de apă la transport se poate obține prin mărirea pantelor de scurgere și prin folosirea jgheburilor.

Pentru asigurarea unei mai bune scurgeri, hidromasa trebuie să aibă o anumită consistență, adică un anumit raport volumetric între cantitatea de rocă (partea solidă) și cantitatea respectivă de apă din amestec. Această consistență se alege în funcție de proprietățile pămîntului și condițiile de transport, variînd de la 1:5 pînă la 1:20 (în medie 1:10). O diluare mai mare face ca greutatea specifică a hidromasei să fie mai mică, deci transportul să fie mai ușor, iar pulpa să fie mai fluidă; se sporește însă mult consumul de apă.

În cazul cînd se folosește alimentarea directă, este necesar ca debitul sursei să fie mai mare sau cel puțin egal cu debitul necesar funcționării instalației. În cazuri dificile, se pot folosi și surse ale căror debit în 24 ore este egal cu debitul consumat în 8 ore de lucru. Pentru aceasta însă trebuie amenajate rezervoare de acumulare.

Se poate folosi ca sursă de alimentare apa din riuri, din lacuri sau chiar apa subterană, dacă se află în cantitate suficientă și extragerea ei este avantajoasă. În cazul folosirii apei prin recirculație, aceasta este colectată din hidrohalde și folosită din nou după sedimentare și limpezire.

Apa poate fi dirijată spre frontul de lucru prin cădere liberă, prin pompare sau prin metode combinate.

Alimentarea fronturilor de lucru cu apă prin cădere liberă se întîlnește mai rar, astfel că, în general, apa este adusă la punctele de lucru cu ajutorul pompelor.

Cele mai multe exploatări folosesc alimentarea directă cu apă. Instalațiile care folosesc recirculația apei trebuie alimentate periodic cu o cantitate de apă suplimentară din afară, pentru compensarea pierderilor (infiltrații, evaporare etc.) precum și pentru crearea unei mici rezerve.

Cantitatea de apă care trebuie să recircule în instalație timp de 34 ore, pentru asigurarea bunei funcționări, este:

$$Q = Vq_1 + q_2 + q_3 - (q_4 + q_5) \quad [\text{m}^3/24 \text{ ore}] \quad (11.30)$$

unde: V este volumul de rocă excavat, $\text{m}^3/24$ ore;

q_1 — consumul specific de apă pentru spălare și transport, m^3/m^3 ;

q_2 — pierderile de apă prin infiltrație, $\text{m}^3/24$ ore;

q_3 — pierderile de apă prin evaporare, $\text{m}^3/24$ ore;

q_4 — afluxul de apă din precipitațiile atmosferice, $\text{m}^3/24$ ore;

q_5 — afluxul de apă din infiltrațiile subterane, $\text{m}^3/24$ ore.

În cazul recirculației apei, din hidrohalde se poate recupera cantitatea de apă:

$$Q' = Q - Vq_6 \quad (11.31)$$

unde: q_6 este cantitatea specifică de apă care rămîne reținută (imbibată) în materialul depus.

Pentru alimentare cu apă se folosesc, de regulă, pompe centrifuge cu debite între 250 și 3000 m^3/h și cu presiuni de 40 pînă la 200 m H_2O .

Dacă o pompă este insuficientă, se pot folosi simultan două pompe: cuplate în paralel, dacă debitul este insuficient și cuplate în serie, dacă presiunea este insuficientă. Este obligatoriu să existe totdeauna și o pompă de rezervă.

De la stația de pompare, apa este trimisă la frontul de lucru printr-o conductă de presiune, executată din tuburi de oțel trase sau sudate.

Conductele se așază totdeauna cu pante și contrapante, avînd montate în punctele cele mai joase ventile de evacuare, care să permită golirea completă a conductelor în timpul opririi lucrului în perioadele de îngheț. În punctele cele mai de sus se montează supape de aer.

Diametrul conductelor se determină pe baza unor calcule tehnico-economice, ținînd seama că micșorarea diametrului necesită mărirea vitezei, ceea ce conduce la sporirea presiunii la pompă, la consum sporit de energie, la o mărire a pierderilor de sarcină de-a lungul conductei și la o uzură prematură a acesteia, iar mărirea diametrului duce la creșterea cheltuielilor de investiție.

Este recomandabil ca viteza apei în conducte să fie de 1,5—2 m/s, putînd ajunge în mod excepțional pînă la 4 m/s.

Apa din conducta de presiune ajunge la hidromonitor care o dirijează sub forma unei vine sau jet compact de înaltă presiune spre frontul de lucru.

Hidromonitoarele întrebuintate în exploatarea la zi sînt cu bulon central sau cu rulment (v. secțiunea XVII. Procedee de extragere).

În timpul funcționării, hidromonitorul trebuie să fie instalat în fața frontului în așa fel ca, pe de o parte, să fie cît mai aproape de front, iar pe de altă parte, să fie garantată securitatea oamenilor și aparatelor împotriva surpărilor de roci.

Distanța cea mai mică de la frontul de lucru la care se poate așeza hidromonitorul este determinată în practică de înălțimea h a treptei care este atacată și anume se ia în așa fel, încît roca care se prăbușește în timpul tăierii treptei să nu atingă și să deterioreze hidromonitorul. În practică, această distanță se ia de $(0,8-1,3)h$.

Legarea hidromonitorului la conductele principale de alimentare cu apă se face prin tuburi flexibile, care să permită anumite manevre ale utilajului în timpul lucrului, precum și mutarea lui.

După spălarea și evacuarea nisipurilor, culcușul este minuțios curățat de materialul spălat care conține adesea substanțe minerale utile. Pentru asigurarea continuității lucrului este necesar să existe două fronturi, din care unul se va găsi în exploatare, iar în al doilea se curăță culcușul și se mută hidromonitoare. În fiecare front



Fig. XX.153. Metoda de excavare de sus în jos.

funcționează simultan două hidromonitoare, unul având rolul auxiliar pentru transportul materialului spălat în ecluză.

Excavarea rocilor cu hidromonitorul se poate executa în două feluri:

Excavarea de pe berma superioară a frontului de lucru, în care caz hidromonitorul lucrează de sus în jos, iar hidromasa se scurge în același sens cu jetul de apă (fig. XX.153). În cazul acestei metode se consumă o cantitate mare de apă; de aceea, metoda nu este recomandată decât numai în anumite cazuri și anume la înălțimi mici de treaptă (până la 3–4 m).

Excavarea de pe berma inferioară a frontului de lucru, în care caz hidromonitorul lucrează jos, la baza frontului (fig. XX.154). În acest caz se pot întâlni două situații:

— scurgerea nămolului se face în sens contrar față de jetul hidromonitorului (metoda frontală, fig. XX.155, a);

— scurgerea nămolului se face aproximativ în același sens cu jetul, însă frontul de lucru este atacat oblic (metoda longitudinală, fig. XX.155, b).

Pentru scurgerea hidromasei se folosesc șanțuri sau jgheaburi amenajate dinainte pe talpa frontului de lucru.

Cînd se lucrează după metoda longitudinală, hidromasa împinsă cu putere de jetul hidromonitoarelor se unește într-un singur curent concentrat, în care nu se pot produce depuneri și care se scurge cu ușurință.

Cînd se lucrează după metoda frontală, curentul hidromasei este dirijat în sens contrar curentului apei din hidromonitor, iar dacă nu este asigurată o bună scurgere se formează o saltea de apă, care poate reduce din efectul spălării, dar care, în schimb, asigură o mai bună amestecare a pămîntului cu apa, deci dă o mai mare fluiditate pulpei.

Pentru afinarea rocii, în vederea unei spălări mai ușoare, se pot folosi următoarele metode de lucru:

— spălarea abatajului cu ajutorul jetului hidromonitorului, la piciorul treptei, pe o adîncime și lărgime suficientă, care să permită prăbușirea frontului și spălarea ulterioară a materialului surpat;

— introducerea apei sub presiune în spatele abatajului, în vederea saturării rocii cu apă, ceea ce va permite spălarea mult mai ușoară a abatajului;

— afinarea sau surparea rocii cu anumite dispozitive mecanice.

Prima metodă (fig. XX.154) este cea mai răspîdită și dă rezultate bune, dacă se lucrează cu atenție, spre a nu se provoca accidente în timpul prăbușirii frontului. O variantă a acestei metode constă în spălarea masei prăbușite prin folosirea unui hidromonitor cu presiune joasă, în timp ce hidromonitorul propriu-zis deschide un nou front.

În cea de-a doua metodă, se introduce apă sub presiune joasă, printr-o serie de țevi metalice bătute vertical în pămînt pînă la distanța de $(1/2 - 1/3) h$ de fron-

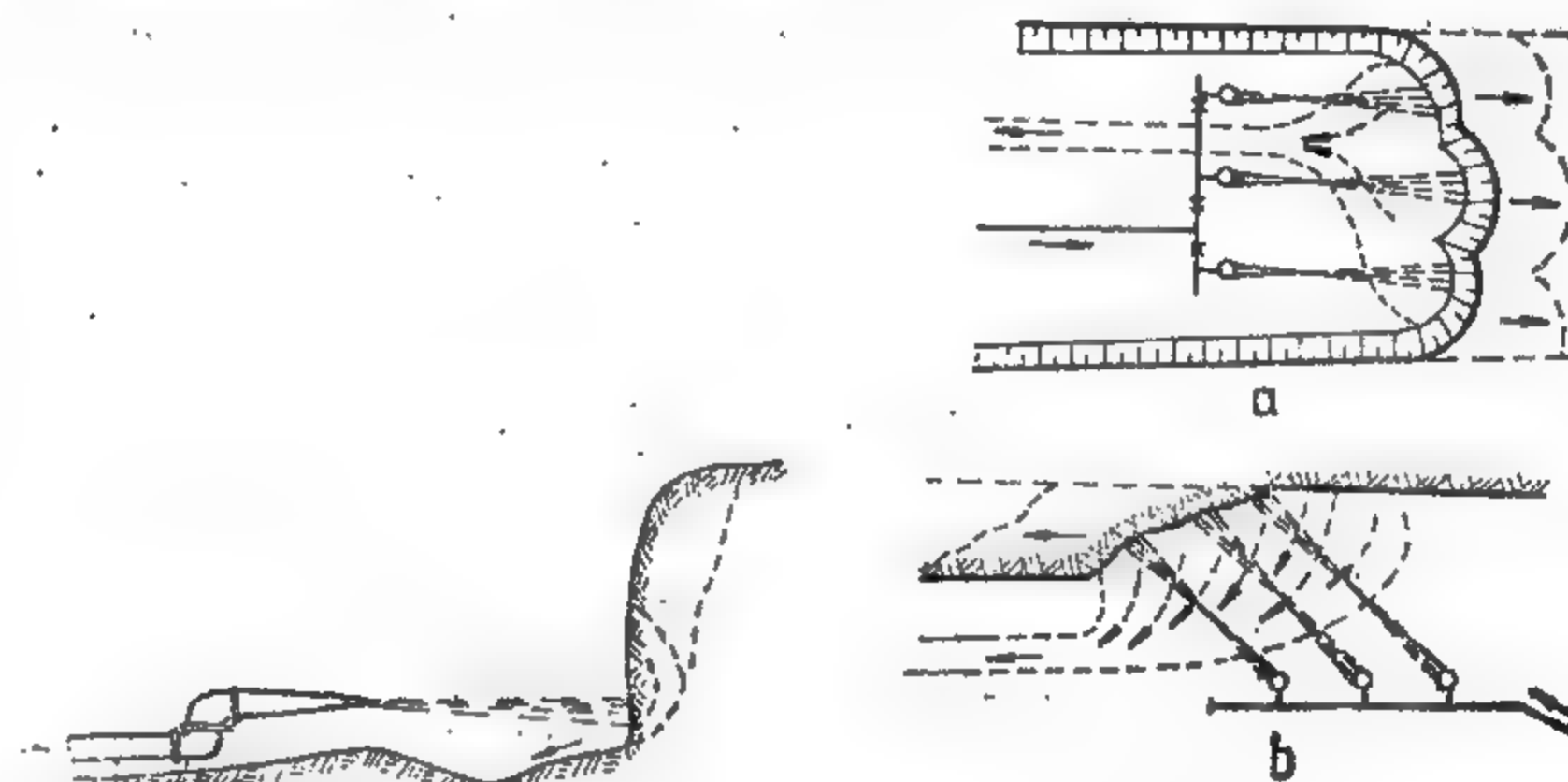


Fig. XX.154. Metoda de excavare la baza frontului.

Fig. XX.155. Spălarea frontului de lucru:

a — frontală; b — longitudinală.

tul de lucru și de 4–5 m între ele; apă îmbibînd roca micșorează coeziunea dintre particule (fig. XX.156). Acest fenomen produce alunecări de blocuri din frontul de lucru, care pot fi spălate foarte ușor de hidromonitoare. Presiunea apei trimisă în conducte nu depășește 20–30 m col. apă. În cazul terenurilor mai permeabile, metoda poate fi înlocuită sau combinată cu un sistem de șanțuri, prin care se trimite apă. Cu cît

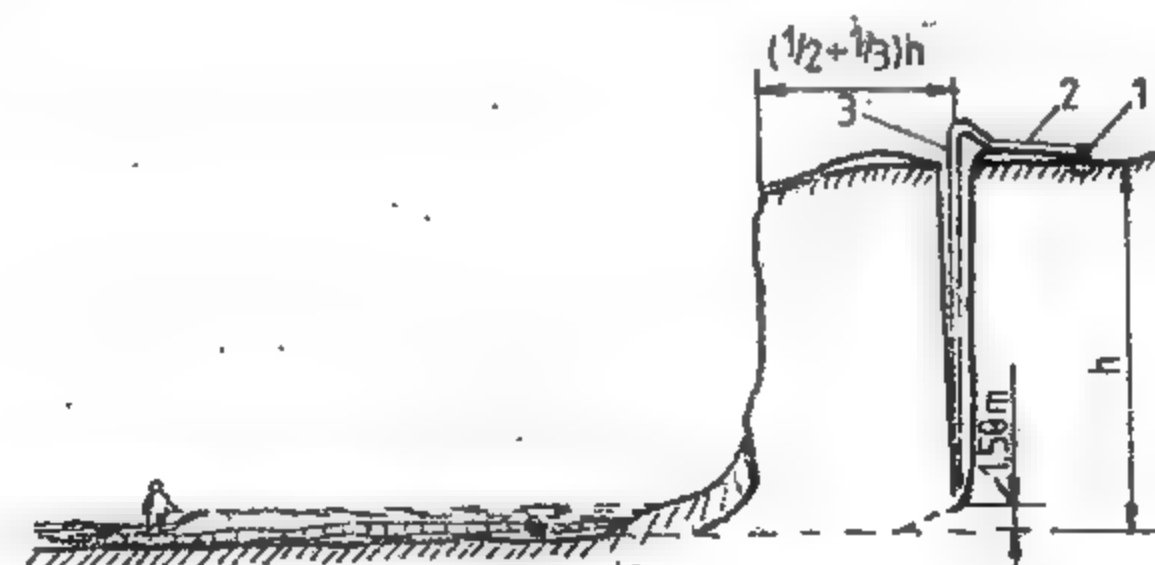


Fig. XX.156. Afinarea hidrolică:

1 — conductă de apă; 2 — tuburi de cauciuc; 3 — țevi de injecție.

se introduce în prealabil în rocă o cantitate de apă mai mare, cu atât spălarea ei ulterioară va fi mai ușoară.

Ca metodă pentru dislocarea rocii se mai poate folosi și acțiunea mecanică a diferitelor utilaje, de exemplu buldozerul care taie și deplasează materialul în dreptul unei rigole unde lucrează hidromonitorul.

Dezagregarea și prăbușirea rocii se mai poate face și cu explozivi.

Pentru asigurarea unei bune scurgeri a hidromasei, trebuie menținută o pantă a vetrei de cel puțin 2%.

În unele cazuri, exploatarea se poate executa prin combinarea abatajului mecanic și a transportului hidraulic. Acest sistem de lucru se poate executa în două moduri:

— Excavatorul depune material excavat în grămadă într-un depozit, care este spălat cu ajutorul unui hidromonitor, iar pulpa este colectată într-un puț, de unde este pompată cu pompa de nămol la locul de depozitare (fig. XX.157).

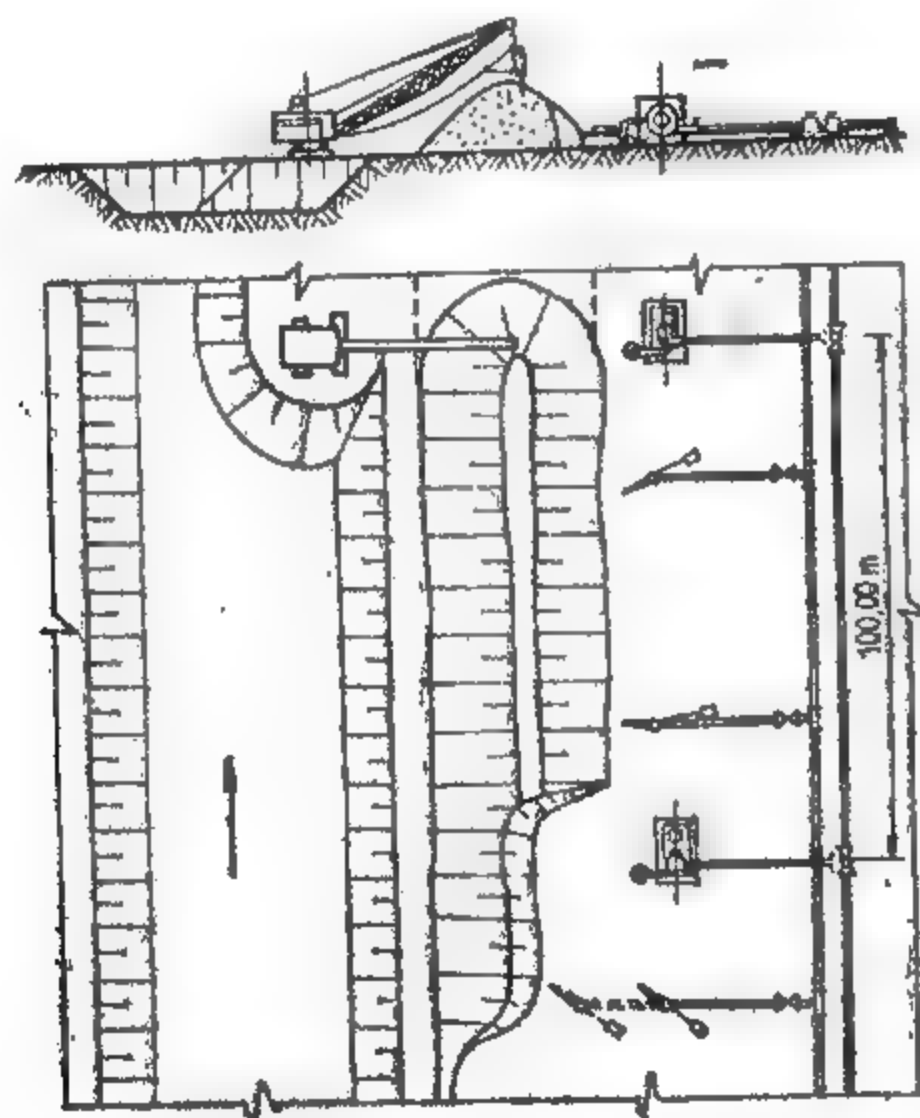


Fig. XX.157. Afinaarea rocilor cu draglina, descărcare în depozit și hidrotransportul ulterior al materialului.

— Excavatorul descarcă material în buncărul unei instalații mobile de pompare, având pompa de nămol montată pe o platformă de cale ferată; pentru alimentarea cu apă și transportul pulpei se folosesc tuburi flexibile de cauciuc, racordate la o rețea fixă (fig. XX.158).

Prima metodă se folosește de obicei pentru materialele argiloase, care necesită un timp mai îndelungat spre a se dezagrega și totodată cer un consum mai mare de apă, iar metoda a doua se aplică în special în cazul materialelor mai nisipoase, a căror dezagregare se face mai repede și cu un consum mai mic de apă.

Metodele hidromecanizate de lucru sînt folosite și la exploatarea la zi a altor zăcămintе, nu numai a celor aluvionare. În aceste cazuri hidromecanizarea se folosește cel mai des la lucrări de dezvelire și într-o măsură mai mică la lucrările de extragerea substanțelor minerale utile.

Ele se folosesc, de asemenea, la executarea tranșelor precum și a altor lucrări care necesită săpare și transport, în măsura în care natura rocilor permite aceasta.

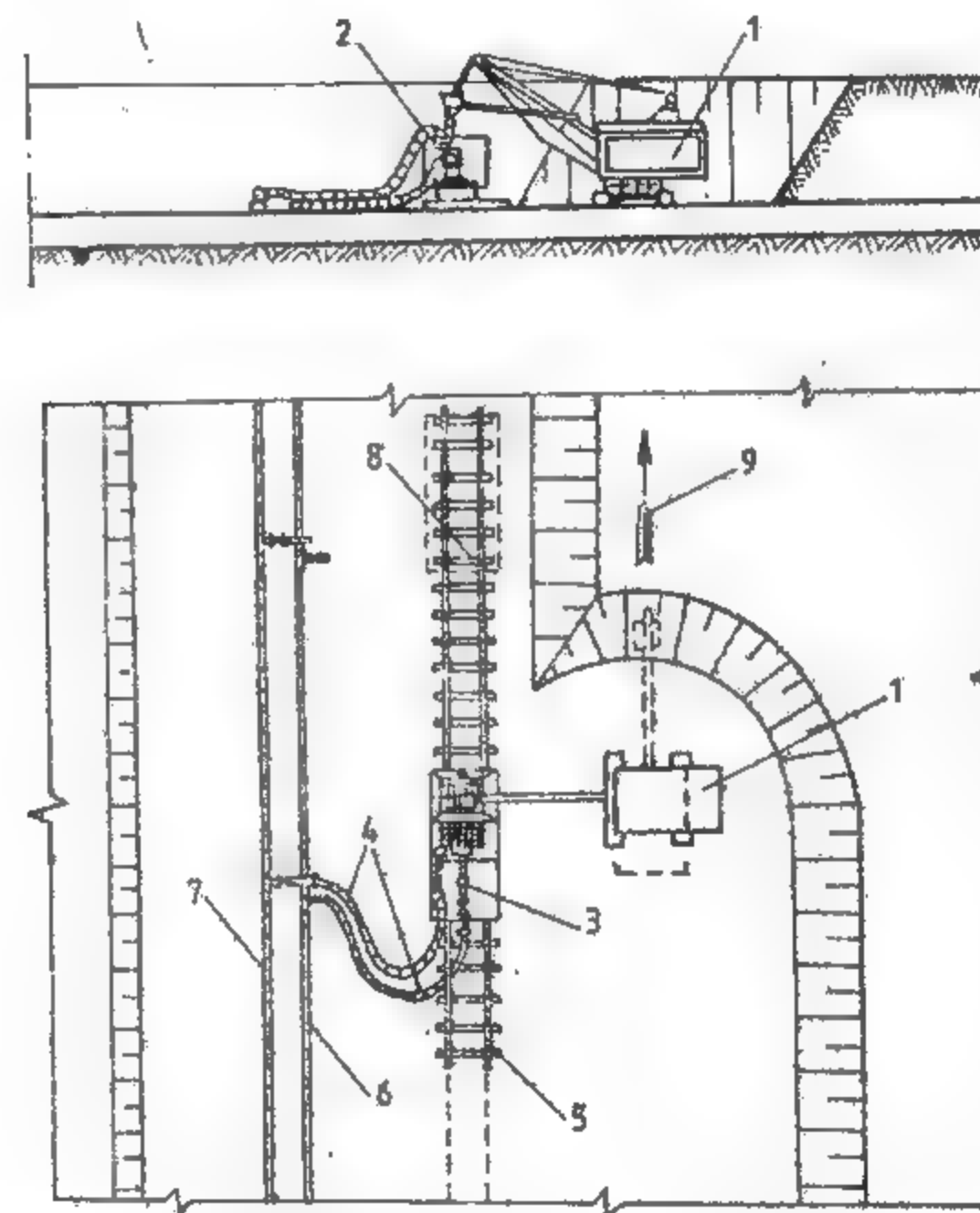


Fig. XX.158. Afinaarea cu excavatorul, încărcare în buncăr și hidrotransport:

1 — excavator; 2 — pompă mobilă de amestec și hidrotransport; 3 — hidromonitor; 4 — conducte flexibile; 5 — cale ferată; 6 — conductă de apă; 7 — conductă de nămol; 8 — poziția ulterioară a stației de nămol; 9 — direcția de lucru a excavatorului.

Posibilitatea aplicării acestor metode este determinată, de asemenea, de costul alimentării cu apă sub presiune și de costul transportului hidromasei până la punctul de depozitare.

Cînd configurația terenului permite, este indicat ca transportul hidromasei să se facă prin scurgere liberă, dacă nu total cel puțin în parte, deoarece necesită foarte puțină energie, presupune o organizare simplă și permite executarea lucrărilor cu cheltuieli foarte mici.

Frontul de lucru al unui hidromonitor este de 20—25 m în roci nisipoase afinate și de 15—20 m în roci argiloase compacte. Se lucrează de obicei cu mai multe hidromonitoare în baterie.

De foarte multe ori este avantajos ca lucrările de dezvelire să se execute prin procedeul combinat, săparea făcându-se mecanic, iar transportul pe cale hidraulică. În cazul acesta, se folosește apă sub presiune joasă, ceea ce reduce și mai mult costul lucrărilor în comparație cu cele executate integral prin mijloace hidromecanizate, la care se folosește apă sub presiune înaltă. În afară de aceasta, organizarea transportării rocii pe cale hidraulică este mai puțin complicată decât în cazul altor sisteme de transport, amenajarea jgheaburilor fiind în cele mai multe cazuri mai simplă și mai ieftină decât amenajarea liniilor ferate sau a drumurilor pentru autocamioane.

Factorii principali care influențează productivitatea instalațiilor de hidromecanizare sînt: natura terenului, înălțimea abatajului, presiunea apei la ieșirea din ajutaj, debitul de apă, calitatea jetului de apă, unghiul de atac al jetului de apă în abataj și distanța de la hidromonitor la abataj.

Creșterea înălțimii frontului de lucru mărește intensitatea dislocării, deoarece prin spălarea frontului la bază stratele superioare se prăbușesc datorită greutății proprii.

Creșterea presiunii apei la ieșirea din ajutaj mărește productivitatea instalației. Trebuie să se țină însă seama că pentru fiecare teren există o presiune optimă, la care corespunde consumul de energie minim, și că la depășirea unei anumite presiuni limită, productivitatea nu mai crește. Intensitatea dislocării abatajului crește odată cu mărirea debitului de apă și diametrul ajutajului. Experiența arată că funcționarea hidromonitoarelor la debite sub 100...150 l/s nu mai este suficient de eficace.

Mărirea unghiului de atac al vinei de apă și micșorarea distanței de la hidromonitor la abataj (în limitele admise) are, de asemenea, influență favorabilă asupra productivității.

În tabelul XX.47 se indică normele aproximative ale productivității hidromonitorului în metri cubi de rocă — masiv — pe oră, la o presiune a apei de 3,5 bar și la o înălțime a frontului de 4—5 m.

Tabelul XX.47

Normele productivității hidromonitorului în metri cubi de rocă în masiv pe oră

Clasa de roci	Diametrul duzei [mm]							
	50		65		75		100	
	Consumul de apă [l/s]	Productiv. monitorului [m³/h]	Consumul de apă [l/s]	Productiv. monitorului [m³/h]	Consumul de apă [l/s]	Productiv. monitorului [m³/h]	Consumul de apă [l/s]	Productiv. monitorului [m³/h]
I. Turbă, sol vegetal nisipos	49	14,6	78	23,4	112	33,8	196	59
II. Roci cu 30% pietriș	49	8,8	78	14,0	112	20,5	196	35,4
III. Argile compacte, șisturi	49	4,9	78	7,8	112	11,2	196	19,6
IV. Marne, gresii, conglomerate slab cimentate	49	2,52	78	4,0	112	5,76	196	10,0
V. Argile cu peste 50% blocuri	49	5,25	78	4,0	112	5,76	196	10,0

Extragerea aluviunilor prin dragare. Exploatarea zăcămintelor aluvionare acoperite de ape se face prin dragare. Utilajul de lucru în acest caz este draga, care reprezintă o instalație complexă plutitoare cu ajutorul căreia se extrag nisipurile aluvionare de pe fundul apei pînă la suprafață. Materialul extras poate fi transportat, sub forma unui hidroamestec, prin conducte sub presiune pînă la locul destinat depozitării pe mal sau poate fi introdus în instalații pentru spălare, în vederea separării substanțelor minerale utile (fig. XX.159).

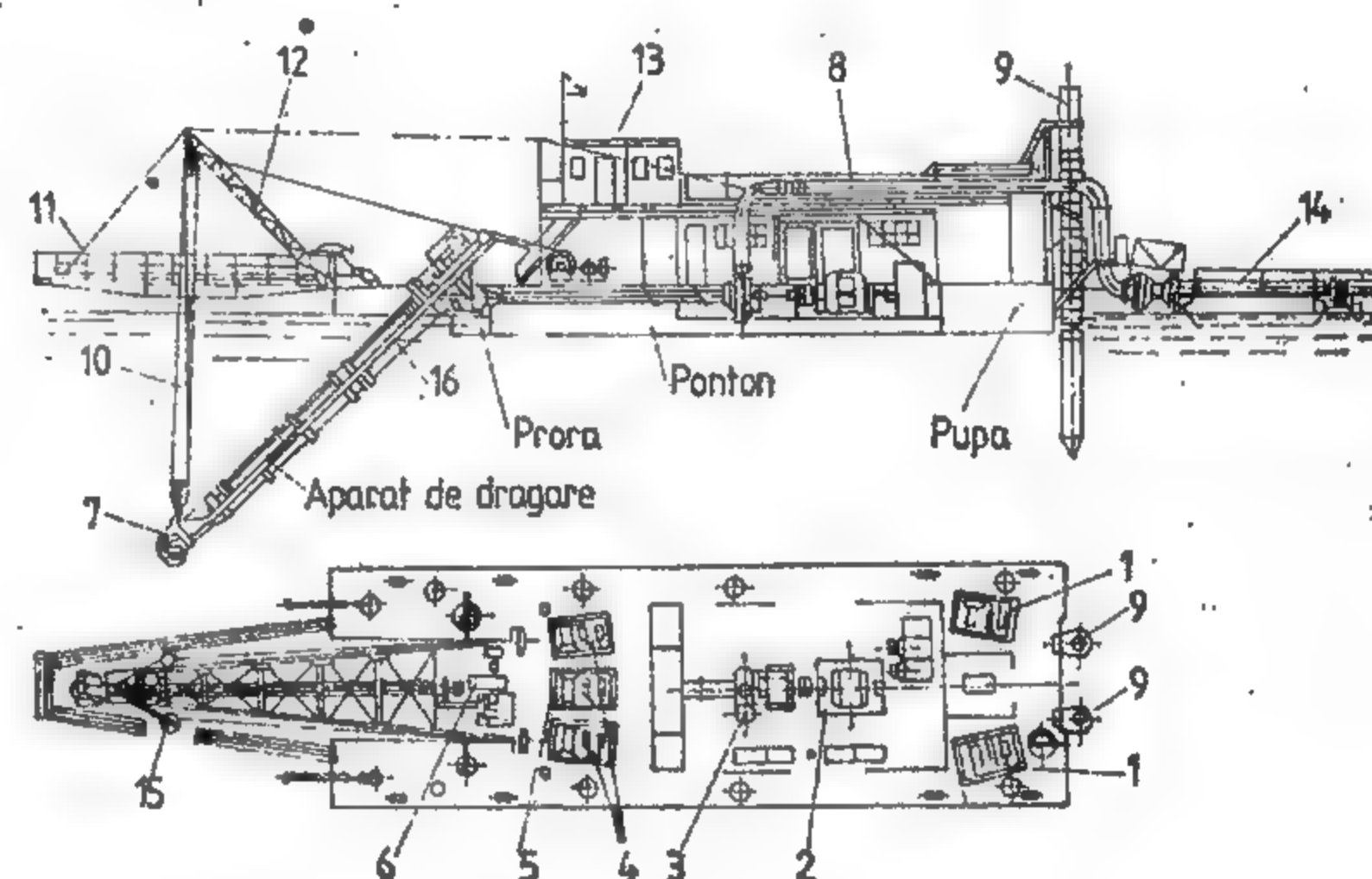


Fig. XX.159. Dragă :

1 — trolii; 2 — motor electric; 3 — pompă de namol; 4 — trolii pentru manevrarea pontonului; 5 — troliu pentru ridicarea elindei (sorbului); 6 — mecanismul de antrenare a frezei; 7 — freză; 8 — conducte de refulare; 9 — piloni; 10 — palanul elindei; 11 — punte suspendată; 12 — săgeată; 13 — cabină; 14 — conducta de namol; 15 — scripete pentru ghidarea cablurilor de manevrare a pontonului; 16 — conducta de aspirație.

Avantajul agregatelor plutitoare constă în aceea că pentru funcționarea lor nu este necesară alimentarea din afară cu apă sub presiune, iar energia consumată pentru afinarea materialelor este, de regulă, mult mai mică decât cea necesară obținerii jetului sub presiune la un hidromonitor.

Instalațiile de dragare se întrebunțează în anumite condiții de exploatare, dintre care cele mai importante sînt: existența unui bazin de apă sau posibilitatea amenajării unui lac; adîncimea aluviunii să corespundă adîncimii de excavare a instalației întrebunțate; rezervele de nisip industrial să fie suficiente pentru asigurarea lucrului instalației de dragare pe un termen mai mare ca 10 ani; aluviunea să nu abunde în blocuri mari; partea superioară a culcușului trebuie să cedeze acțiunii cuvelor, în caz contrar, pierderile de metal pot fi mari.

Pentru instalațiile de dragare de dimensiuni mari și medii, debitul de apă în albia aluviunii trebuie să fie de 100—150 l/s. În cazul unui debit de apă mai mic este necesară aducerea apei din albiile vecine.

Posibilitatea mișcării mașinii de dragat este determinată de adâncimea subacvatică minimă a aluviunii, care trebuie să depășească pescajul pontonului și să asigure un spațiu de siguranță între fund și culcuș de aproximativ 1 m.

11.5.5. EXPLOATAREA ZĂCĂMINTELOR DE ROCI ORNAMENTALE SUB FORMĂ DE MONOLIȚI, BLOCURI ȘI CALUPURI

O serie de roci sedimentare, metamorfice și magmatice sînt materiale ideale pentru construcții, datorită atât caracteristicilor ornamentale definite în principal de aspect și culoare, cît și a celor fizice și mecanice. Caracteristicile fizice și mecanice depind, în mod hotărîtor, de structură și compoziție și conferă rocilor rezistență mare la agenți poluanți, la variațiile de temperatură, umiditate, radiații etc., asigurînd o mare durabilitate și cheltuieli minime de investiții și cu întreținerea construcțiilor.

În funcție de dimensiunile liniare, rocile utile extrase în cariere se clasifică în monoliți cu volumul de cîteva zeci sau sute de m^3 , blocuri mari cu volumul de pînă la $2-5 m^3$ și calupuri cu volumul pînă la $0,3 m^3$.

Produsele cioplite sau fasonate obținute din rocile utile extrase în cariere prezintă o foarte mare varietate, dintre care cele mai importante sînt: cărămizi pentru zidării portante și ornamentale, blocuri și cărămizi pentru fundații, materiale pentru pavaje, borduri, trotuare, scări, balustrade, stilpi, coloane etc.

Elementul hotărîtor care decide exploatarea la zi a unui zăcămint de roci utile este coeficientul de descoperță. Mărirea coeficientului geologic de descoperță trebuie să fie subunitară și numai în cazuri excepționale se admit coeficienți geologici de descoperță de 2:1 (m^3/m^3).

Coeficientul industrial de descoperță se poate determina cu relația:

$$K_1 = \frac{B}{A \cdot \eta \cdot \zeta} \quad (11.32)$$

în care: B este volumul lucrărilor de descoperță, m^3 ;

$\eta \cdot A$ — volumul de rocă utilă extras din masiv, m^3 ;

ζ — coeficientul de transformare a materialului extras în producție finită.

Coeficientul industrial de descoperță ajunge pînă la 5:1, iar în unele cazuri poate fi chiar mai mare.

Deschiderea zăcămintelor de roci utile se face de obicei prin tranșee, semitranșee sau plane inclinate. Unghiul de înclinare al lucrărilor de deschidere se determină în funcție de sistemul de transport adoptat și de cota la care se află zăcămintul.

Pregătirea zăcămintului pentru exploatare începe cu descoperțarea, care constă din îndepărtarea sterilului și a părții superioare a zăcămintului degradat și alterat. Lucrările de descoperță se execută, de obicei, cu ajutorul buldozerelor, a screperelor pe roți și a excavatoarelor; în condiții favorabile, lucrările de descoperță se pot executa prin hidromecanizare.

Dacă coperta zăcămintului este formată din roci tari, acestea, înainte de a fi îndepărtate, se afinează prin împușcare. Pentru a evita fisurarea zăcămintului din cauza extragerii copertei prin împușcare, se lasă deasupra acestuia o felle de steril neextrasă, groasă de 1,0–1,5 m. Pătura de steril rămasă neextrasă și partea superioară alterată a zăcămintului se îndepărtează fără împușcare, după o pregătire prealabilă cu un scarificator de tip greu.

De obicei, haldele pentru sterilul rezultat de la lucrările de descoperță se amplasează pe pante. În majoritatea cazurilor spațiul exploatat este folosit pentru depozitarea deșeurilor rezultate din procesul de exploatare, pentru depozitarea producției finite, iar uneori și pentru haldarea sterilului rezultat de la lucrările de descoperță.

Lucrările de descoperță se termină prin curățirea cu buldozere a suprafeței zăcămintului și prin nivelarea acestuia.

Pentru crearea frontului inițial de lucru se sapă în zăcămint o tranșee de pregătire — frontală — care în majoritatea cazurilor se amplasează la una din marginile sectorului de exploatat. Tranșeea se sapă la o adâncime egală cu înălțimea adoptată pentru treptele de extragere. Lățimea tranșeei se determină plecînd de la condiția amplasării mașinilor de tăiat rocă.

Pe lângă săparea tranșeei de pregătire, în unele cazuri este nevoie de a se săpa și tranșee de flanc, așezate în unghi drept față de linia frontului de lucru. Aceste tranșee sînt necesare pentru introducerea și scoaterea din front a mașinilor de tăiat rocă.

Metodele de exploatare care se aplică în cazul rocilor ornamentale au ca obiectiv asigurarea obținerii producției cerute în condițiile păstrării integrității fizice și mecanice, precum și a aspectului ornamental natural al rocilor.

Metodele de exploatare la zi aplicate în cazul zăcămintelor de roci ornamentale sînt redată în tabelul XX.48.

Extragerea rocilor ornamentale în cariere, sub formă de monoliți, blocuri și calupuri, se face prin mai multe procedee dintre care menționăm:

Extragerea manuală — se realizează pe planele unor fisuri naturale sau, cînd roca are un clivaj bun, pe plane alese după nevoie, practicînd cu ajutorul dăltii făgase suficient de largi și de adînci pentru a putea introduce pene.

Penele întrebuintate pot fi din lemn sau metalice și de asemenea pot fi simple sau cu contrapene (fig. XX.160).

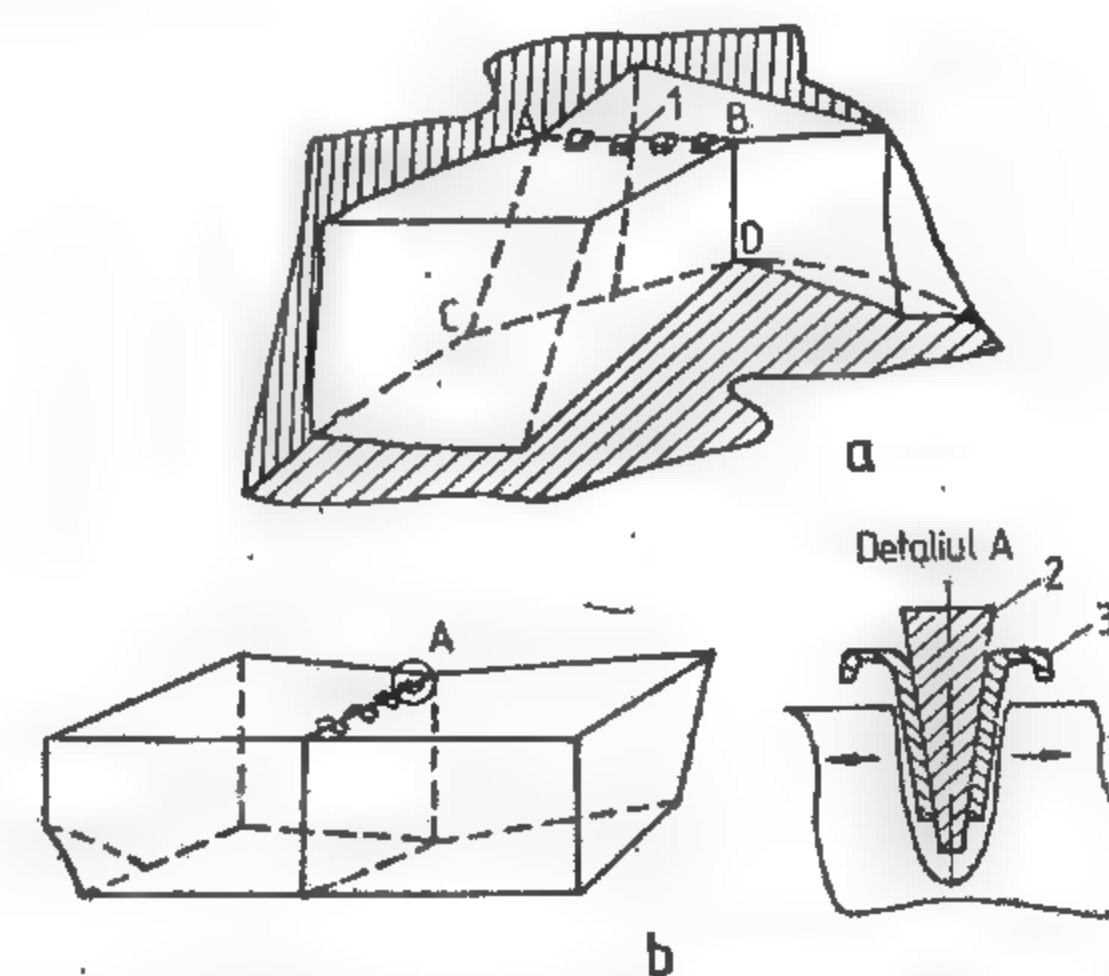
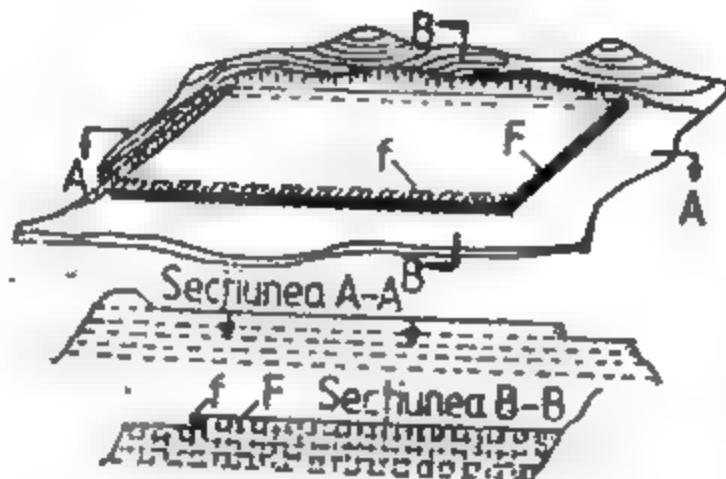
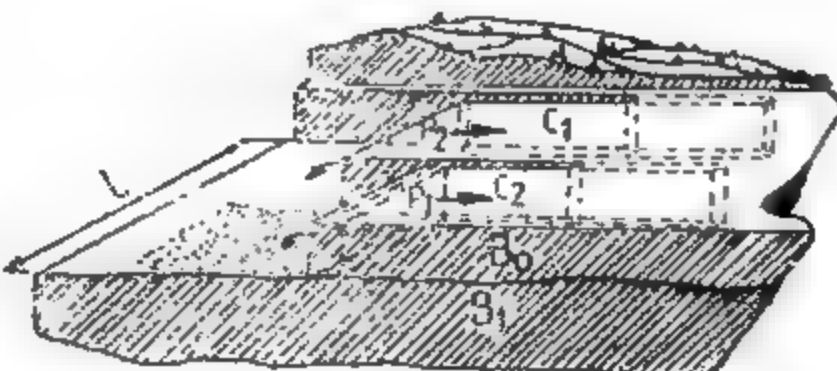


Fig. XX.160. Extragerea manuală a blocurilor:

a — pe plane de fisurație; b — în zone nefisurate; 1 — cuiburi; 2 — pană; 3 — contrapană

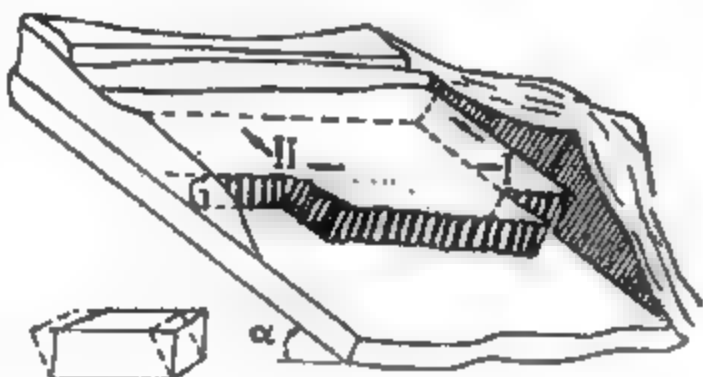
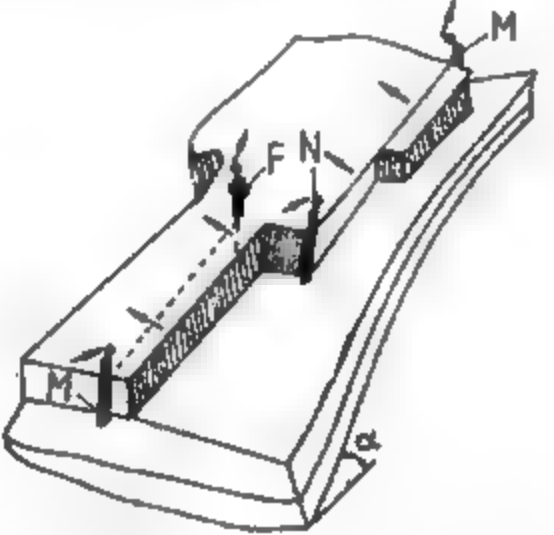
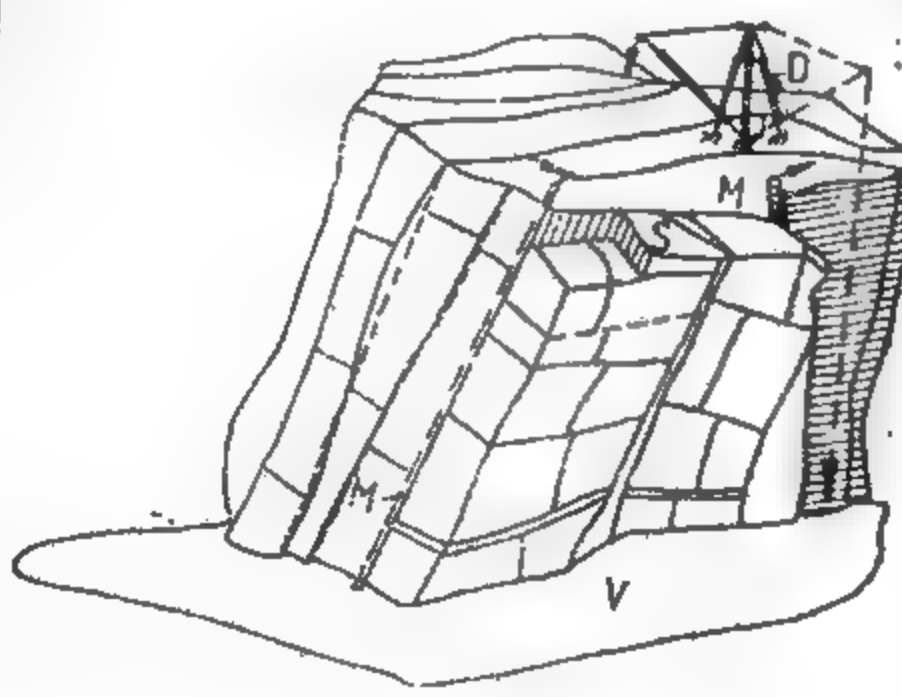
Clasificarea metodelor de exploatare

Metode de exploatare	Condiții de aplicare a metodelor de exploatare	Schema de principiu
1	2	3
Metoda de exploatare cu felii orizontale	Zăcămintele orizontale sau de înclinare mică dispuse în strate sau bancuri suprapuse, precum și la zăcămintele constituite din corpuri masive nestratificate, având o extindere foarte mare	
Metoda de exploatare în panouri	Zăcămintele metamorfice și sedimentare formate din corpuri de dimensiuni mari, precum și la zăcămintele stratiforme de înclinări mici și plane de separare între strate	

Tabelul XX.48

la zi a rocilor ornamentale

Caracteristicile metodei de exploatare	Procedee de extragere	Avantajele metodei de exploatare
4	5	6
<p>Exploatarea se face în felii (F). Înălțimea feliei depinde de procedeul de extragere, caracteristicile geologo-miniere ale zămintului, utilajele și uneltele aflate în dotarea exploatării și de mărimea la care se cer realizate blocurile și calupurile. Sensul de atacare a fișilor (f) este determinat de orientarea fisurilor. Se va alege acel sens care oferă posibilități mai bune de a obține blocuri neafectate de fisuri, cu dimensiuni apropiate de cele optime. Fișile se pot ataca de la marginea feliei sau din mijlocul platformei, în două sensuri opuse. Suprafața platformei de lucru trebuie să fie de 4000—6000 m². Lucrările de pregătire specifice acestei metode de exploatare sunt tranșeele de felie, de intrare, ieșire și longitudinale.</p>	<p>a — cu extragere manuală; b — cu perforare mecanică și ștanțare; c — cu filouri (cu abrazivi granulari sau cu cablu diamantat); d — cu mașini echipate cu freze inelare; e — cu mașini echipate cu discuri diamantate; f — cu haveze; g — cu explozivi; h — cu extragere termică; i — cu filouri și haveze; j — cu filouri și perforare mecanică; k — cu haveze și mașini cu freze inelare.</p>	<p>Productivitate mare la extragere, mecanizarea încărcării și evacuării materialului de pe treaptă.</p>
<p>Câmpul minier, respectiv zămintul, se împarte în porțiuni denumite panouri. Lucrările de pregătire depind de volum de relief al terenului în care este cantonat zămintul, iar natura acestor lucrări depinde de forma reliefului. În majoritatea cazurilor apare necesitatea săpării tranșeele de panou și orizontalizării suprafeței superioare a panoului. Tăierea zămintului se face perpendicular pe planul tranșeele, în porțiuni de panou (P₁, P₂...). În fața panoului în extragere se amenajează un pat din roci, menit să amortizeze șocul din momentul căderii porțiunii de panou.</p>	<p>a — cu filouri (cu abrazivi granulari sau cu cablu diamantat); b — cu haveze; c — cu explozivi; d — cu filouri și haveze; e — cu filouri și perforare mecanică.</p>	

1	2	3
Metode de exploatare cu felii înclinate	Zăcămintele înclinate compacte și nestratificate, zăcămintele nestratificate dar cu plane de fisurație majore înclinate și orientate aproximativ paralele precum și în zăcămintele stratificate cu grosimi variabile, înclinate, între care există plane de separație	 
Metode de exploatare în blocuri, după fisurări naturale sau clivaj	Zăcămintele sub formă de corpuri de dimensiuni mari, foarte înclinate și străbătute de plane de fisurație care se întretaie ordonat, delimitând prisme de volum mare	

Pentru divizarea unor blocuri mari în blocuri industriale se procedează la fixarea unor aliniamente pe traseul cărora apoi, cu ajutorul spițului și dălții, se sapă cuiburile (făgașele). În aceste cuiburi având lungimea de 8 cm, lățimea de 3-4 cm și adâncimea de 10-14 cm, se introduc contrapene și pene piramidale, care prin bătăre duc la desprinderea blocului din masiv.

Distanța dintre cuiburi este de circa 10 cm în cazul rocilor tari și foarte tari și poate ajunge la 20 cm pentru celelalte roci.

Procedeul se folosește la toate rocile ornamentale, atât cele compacte și cu tărie mare (granite, sienite, marmure etc.), cât și rocile moi (calcare, travertine etc.).

Tabelul XX.48 (continuare)

4	■	■
Elementele principale ale acestor metode de exploatare sînt aproape identice cu cele ale metodei de exploatare cu felii orizontale. De obicei se evită exploatarea contra pantei — începînd de la virful pantei în jos — aceasta determinînd cheltuieli mari cu ridicarea producției pe pantă în sus, iar detașarea din masiv este impracticabilă.	a — cu perforare mecanică și ștanțare; b — cu filouri (cu abrazivi granulari sau cu cablu diamantat); c — cu haveze; d — cu explozivi; e — cu filouri, haveze și perforare mecanică	Utilizarea vetrei înclinate în scopul realizării transportului automotor al producției și al produselor secundare
Detașarea blocurilor din masiv se face după planuri de fisurație. Evacuarea blocurilor se face cu macarale <i>Desick</i> , care sînt montate la bază sau în versant, la jumătatea distanței pe verticală, între vatra carierei și partea superioară a zăcămintului. Raza de acțiune a macaralei trebuie să cuprindă zona frontului de lucru pe toată înălțimea, pentru a excava blocurile și a le depozita pe vatra carierei	a — cu filouri; b — cu explozivi.	Permite realizarea unei selecționări adecvate a rocii, ținînd cont de variația componentilor mineralogici sau a caracteristicilor ornamentale

Extragerea prin perforare mecanică — constă în perforarea unor găuri pe plane de fisurație sau pe aliniamente stabilite funcție de nevoi. Diametrul găurilor este în jur de 32-46 mm, iar lungimea și distanța dintre găuri au valori care variază funcție de caracteristicile fizice și mecanice ale rocilor. În general, distanța dintre găuri are valori de la cîțiva cm la cîțiva zeci de cm, iar lungimea între 2 și 4 m. Pentru detașarea rocii din masiv, în găuri se introduc pene și contrapene (fig. XX.161).

În cazuri speciale, găurile pot fi amplasate pe aliniamente la echidistanțe de 3-4 cm, iar mai apoi roca dintre două găuri consecutive poate fi eliminată prin ștanțare (fig. XX.162). În regiunile reci, găurile executate în masiv pot fi umplute cu

apă, care prin înghețare își mărește volumul și despică blocul din masiv. Această metodă asigură cea mai bună calitate a rocilor extrase, dar din cauza productivității scăzute metoda nu este larg utilizată.

Extragerea prin împușcare — se aplică la extragerea rocilor extrem de tari. Blocurile rezultate prezintă un anumit grad de fisurație.

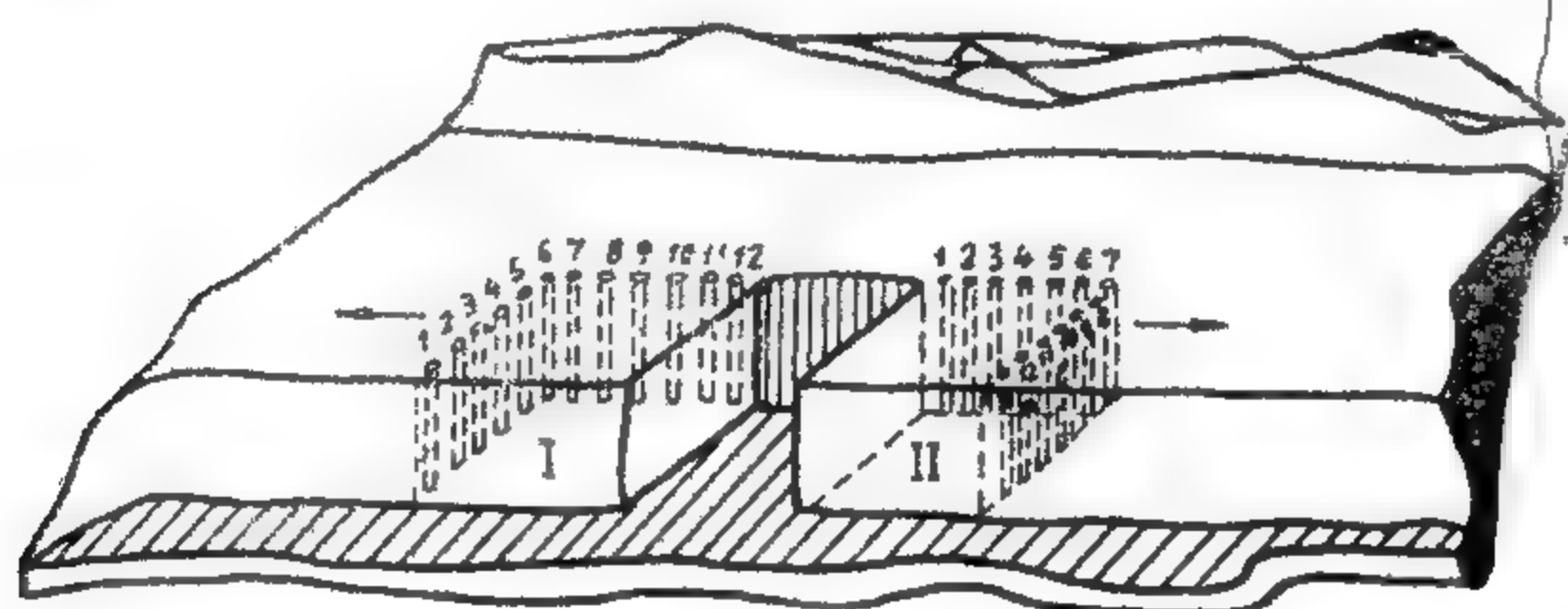


Fig. XX.161. Detașarea blocurilor din masiv prin perforare mecanică:

1, 2, 3, ... — găuri; I, II — blocuri de rocă ce se vor desprinde din masiv.

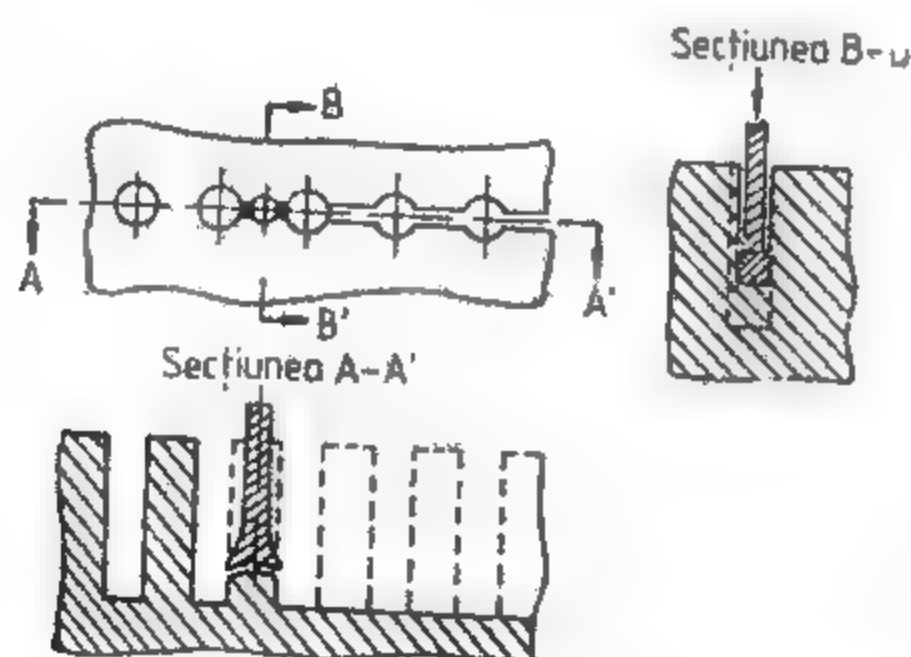


Fig. XX.162. Extragerea blocurilor din masiv prin perforare și ștanțare.

Utilizarea explozivilor la extragerea rocilor tari permite mărirea productivității muncii până la de 3 ori și reducerea substanțială a costului extragerii comparativ cu alte metode.

Explozivii întrebuințați sînt cei lenți și în special pulberea neagră. Încărcăturile de exploziv sînt amplasate în găuri cu diametru de 50—60 mm, perforate paralel cu planul vertical de fisurație prezentă în masiv (fig. XX.163). În ultimul timp, pentru evitarea fisurării masivului, nu se mai folosește pulbere explozivă în găuri, ci numai fitil detonant. Detașarea rocii numai cu fitil detonant conduce la reducerea cu 25% a cheltuielilor comparativ cu situația în care s-a utilizat și pulbere explozivă.

Extragerea cu explozivi este indicată în cazul masivelor străbătute de un sistem dezvoltat de fisuri ce se întretaie sub un unghi drept sau aproape drept.

Extragerea termică — constă în desprinderea blocurilor din masiv datorită unor tensiuni locale ce apar în urma încălzirii rapide a rocii cu ajutorul unui jet termic

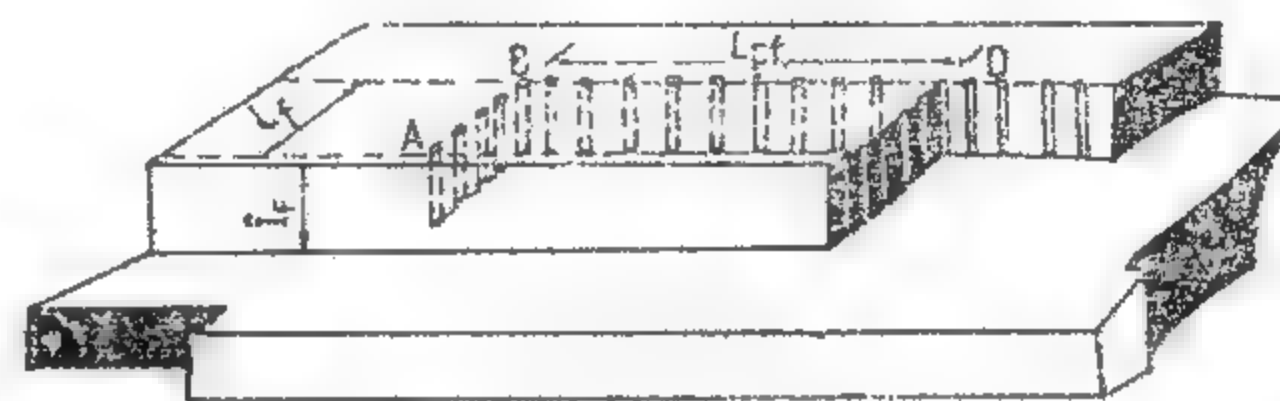


Fig. XX.163. Extragerea blocurilor din masiv prin împușcare

L_f — lățimea fișiei; I_F — înălțimea teliei; L_{pf} — lungimea porțiunii de fișie.

obținut prin arderea unui combustibil lichid sau gazos în curent de oxigen. Abaterea termică este de curînd aplicată, în special la extragerea blocurilor de roci magmatice și metamorfice acide extrem de tari, lipsite de fisuri sau cu fisurație foarte redusă și calități ornamentale deosebite.

Cu ajutorul jetului termic se realizează tăieturile în plan vertical (fig. XX.164). Metoda prezintă dezavantajul că blocurile obținute prezintă un anumit grad de fisurație, datorită supraîncălzirii suprafețelor, și că fețele blocurilor trebuie neapărat prelucrate mecanic.

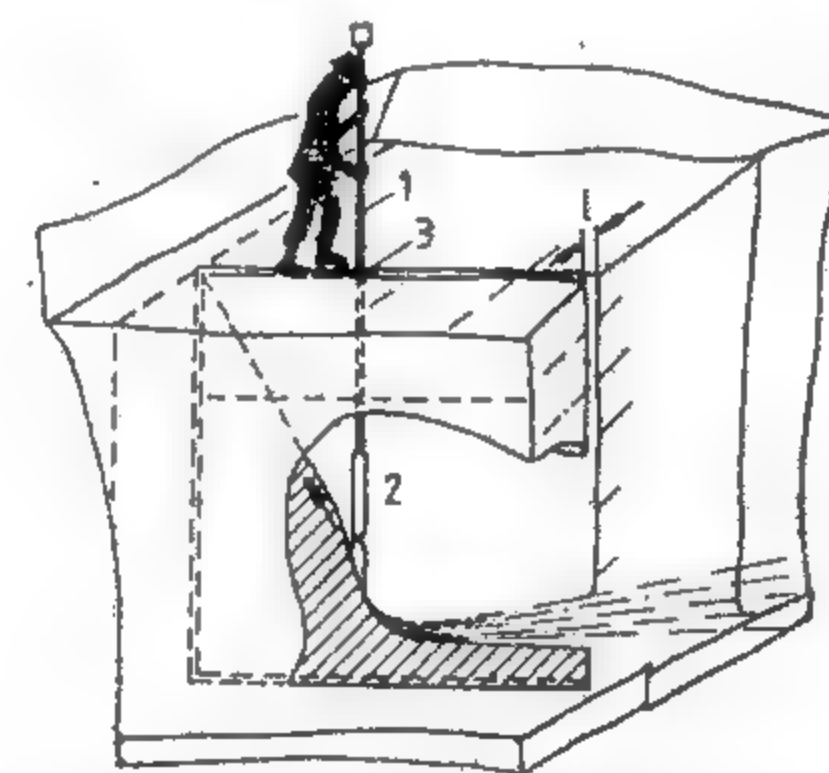


Fig. XX.164. Extragerea blocurilor din masiv cu jet termic:

1 — lance; 2 — arzător; 3 — plan de tăiere;
l — lățimea tăieturii.

Extragerea mecanică — utilizează mașini de diferite construcții, care prin frezare realizează o serie de fante în masivul de rocă. Frezarea se obține prin desprinderea repetată a unui span, cu ajutorul unor cuțite avînd o geometrie corespunzătoare. Suprafețele libere realizate prin frezare delimitează un anumit volum de rocă față

de masivul din care face parte. Majoritatea mașinilor folosite au o rezistență mare la uzură, sînt simple din punct de vedere constructiv, silențioase și economice la realizarea diferitelor operații.

Extragerea mecanică se aplică, în general, la exploatarea rocilor de tărie medie și mare, asigurînd o calitate bună a blocurilor și calupurilor, o productivitate înaltă și un cost scăzut.

Mașini și instalații de tăiat roci. După forma și construcția organului de tăiere, mașinile de tăiat roci se împart în: mașini cu ferăstraie circulare, mașini cu freze inelare, mașini cu lanțuri tăietoare și mașini sau instalații cu cablu tăietor.

Ferăstrăul circular (fig. XX.165) este un disc 1, din oțel carbon superior, cu grosimea de 10–20 mm, pe marginea căruia se montează dinții 2, armați cu plăci din aliaje dure. Diametrul discului nu depășește, pe considerente constructive, 1300 mm. Întrucît mișcarea de rotație a discului este imprimată de un arbore pe care este fixat, discul pătrunde în rocă numai cu 40 % din diametrul său, ceea ce reprezintă neajunsul acestor organe de tăiere și limitează utilizarea lor.

Ferăstraiele cu disc sînt de construcție simplă, sigure în exploatare, destul de rezistente la uzură și dau o grosime mică a tăieturii în comparație cu alte construcții ale organelor de tăiere. Dinții pot fi înlocuiți cînd se uzează, iar operația de înlocuire este ușoară și se realizează relativ repede.

În ultimii ani au început să fie folosite pentru tăiere discurile prevăzute, în loc de dinți, cu o armătură din praf de carborund sau electro-carborund fixat pe disc printr-un ciment-backelit foarte rezistent. Discurile cu armătură abrazivă dau o productivitate de 2–3 ori mai mare și un consum mai mic de energie decît discurile cu dinți armați cu aliaje dure. De asemenea, în ultimul timp sînt folosite frecvent ferăstraiele disc armate cu diamante sintetice. Aceste ferăstraie permit prelucrarea rocilor de orice rezistență și duc la obținerea unor productivități de 5–7 ori mai mari decît cele obținute la tăierea cu scule armate cu aliaje dure.

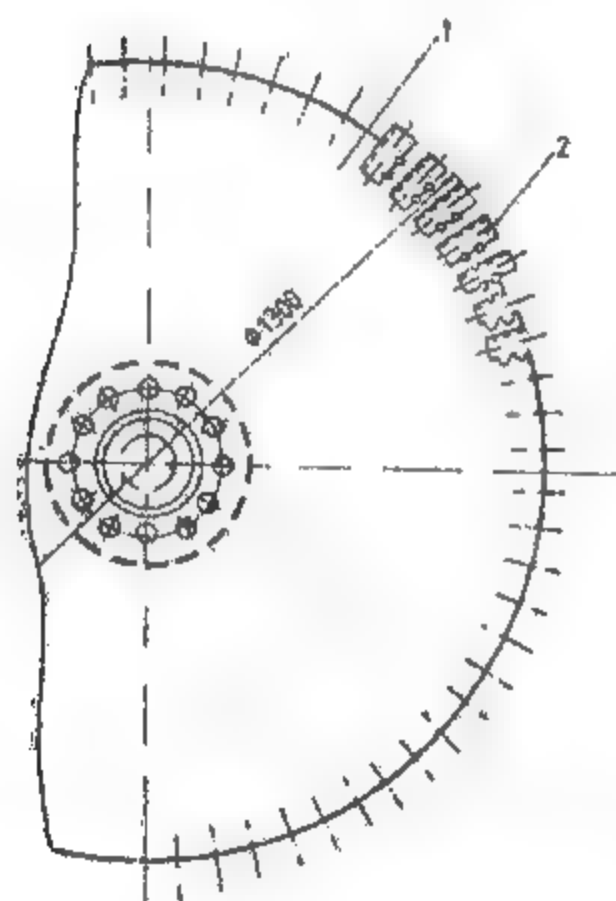
Dintre tipurile de ferăstraie disc cunoscute în prezent: cu jantă continuă, cu creștături înguste și cu creștături normale, cele mai folosite sînt discurile cu creștături înguste, care au o construcție mai robustă, suportă bine vibrațiile și condițiile imperfecte de lucru rezultate din erorile de montaj.

Freza inelară (fig. XX.166) este un instrument de tăiere, avînd același diametru ca și ferăstrăul cu disc. Astfel, dacă un ferăstrău cu disc obișnuit cu diametrul de 1200 mm intră în rocă cu cel mult 40 % $D = 480$ mm, atunci freza inelară cu același diametru poate intra în rocă și tăia aproximativ 800 mm.

Fig. XX.165. Ferăstrău circular cu dinți.

În prezent, în străinătate se proiectează freze care vor permite obținerea unor blocuri cu dimensiuni liniare de 1500 mm și chiar mai mult.

Frezele inelare sînt mai scumpe decît ferăstraiele circulare cu disc, dar ele sînt mai rezistente și permit tăierea rocilor cu rezistența de rupere la compresiune cuprinsă între 1200–1800 daN/cm².



În afară de acestea, frecarea laterală care se produce în timpul tăierii este mult mai mică decît la ferăstraiele circulare, deoarece nu se mai rotește tot discul frezei ci numai inelul său periferic. Durata de funcționare a frezelor în roci de tărie medie este de 500–6000 ore, iar în roci tari și abrazive de aproximativ 800–1000 ore.

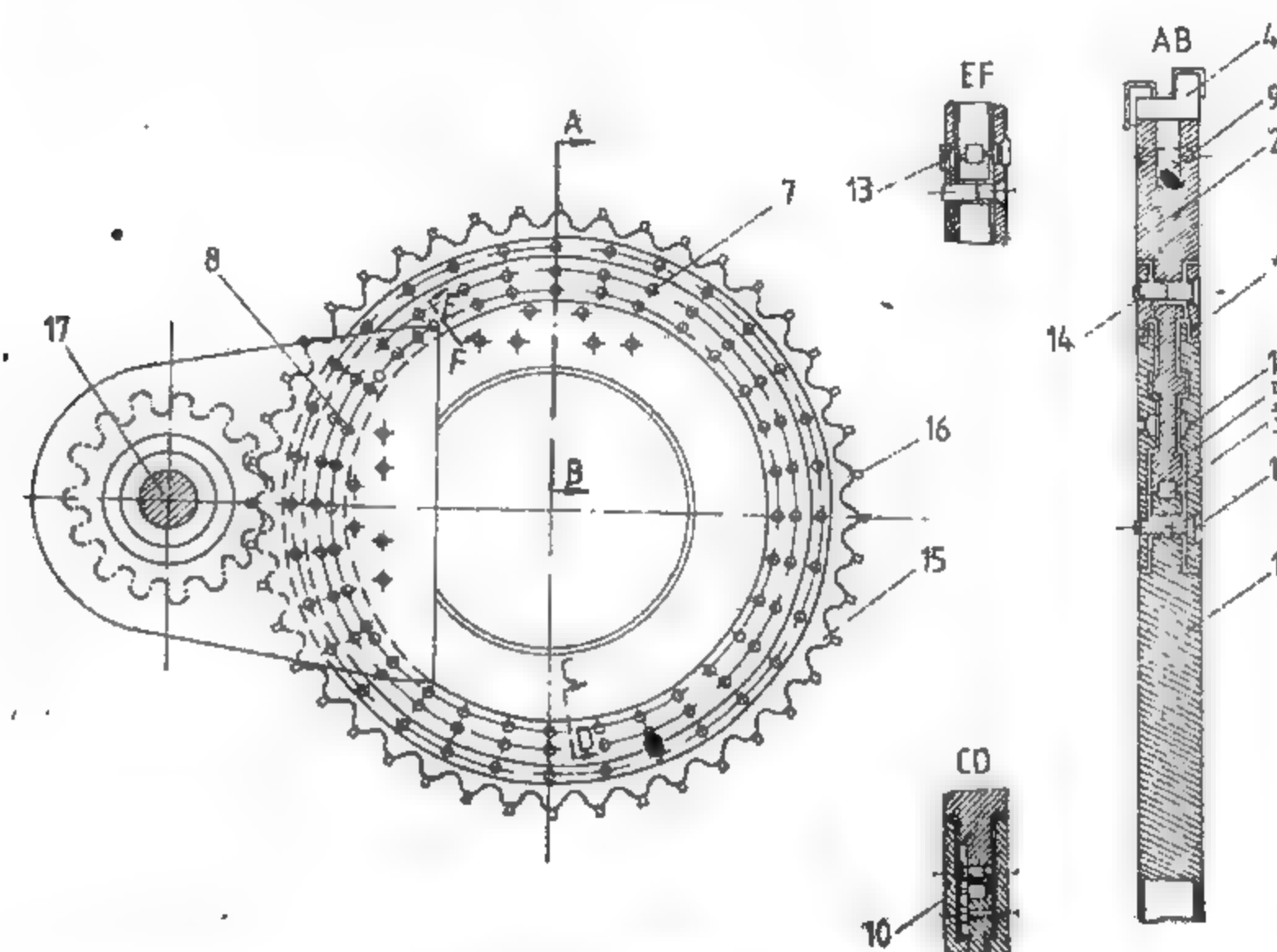


Fig. XX.166. Freză inelară:

1 — inel suport; 2 — obadă; 3 — rulmenți; 4 — suport cuțit; 5 și 6 — garnituri inelare; 7 — orificii de fixare a frezei în poziție verticală; 8 — idem pentru poziția orizontală; 9 — pană; 10 — placă inelară; 11 — inel; 12 și 14 — șuruburi; 13 — pană; 15 — inel dințat; 16 — cuțite din aliaje dure; 17 — pinion.

Lanțul tăietor (fig. XX.167) este format din plăcile de oțel 1, îmbinate articulat într-un lanț fără fine. Pe verigile lanțului sînt fixați dinții tăietori 2 din aliaj dur. Lanțul tăietor se mișcă cu o viteză de aproximativ 2 m/s, în jurul unui braț de susținere cu lungimea de 2 m și chiar mai mult. Lanțurile tăietoare dau posibilitatea

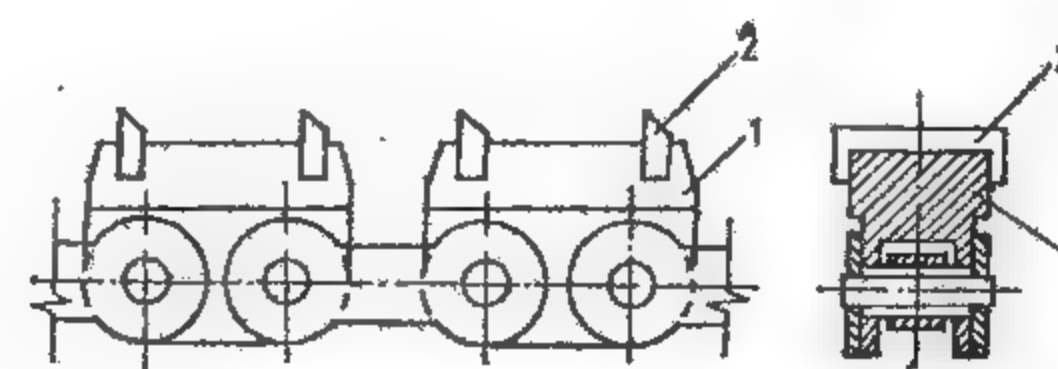


Fig. XX.167. Lanț tăietor.

obținerii unor tăieturi relativ adânci care ajung la 80–85 % din lungimea brațului port-lanț. Ele sînt mai puțin rezistente decît ferăstraiele cu disc, din cauza multiplelor îmbinări articulate și a sarcinilor dinamice mari care apar în timpul funcționării. Din acest motiv, mașinile prevăzute cu lanțuri tăietoare nu se folosesc decît pentru tăierea calcarelor sedimentare sau metamorfice omogene, fără intercalații de cuarț și fără fisuri, cu rezistența de rupere la compresiune pînă la 400–500 daN/cm².



Fig. XX.168. Cabluri tăietoare:
a — cu două lițe; b — cu trei lițe.

Cablul tăietor se utilizează pentru extragerea monoliților în carierele de marmură, ardezie sau tuf calcaros. Principiul de funcționare se bazează pe acțiunea unor granule de cuarț, antrenate de un cablu cu două sau trei lițe (fig. XX.168), asupra rocilor de tărie medie. Cablul tăietor realizează o tăietură de 2–3 ori mai îngustă și consumă cu 30–60 % mai puțină energie în comparație cu alte construcții ale organelor de tăiere.

— Mașini cu ferăstraie circulare. Mașinile cu ferăstraie circulare se folosesc în carierele unde se extrag blocuri și calupuri de roci utile cu dimensiuni standard, avînd rezistența de rupere la compresiune pînă la 500 daN/cm². Aceste mașini sînt simple și sigure în exploatare, dar au dezavantajul prezenței unor fețe de fricțiune mari între disc și suprafața prelucrată a materialului.

Mașina SM-89 A constă din două cărucioare, unul superior și altul inferior, care se deplasează acționate de motoare electrice individuale. Deplasarea se face de-a lungul frontului de lucru, pe șine montate la același nivel sau la nivele diferite. Pe căruciorul superior sînt montate motoarele de acționare care imprimă rotirea fierăstraielelor circulare orizontale și verticale, în număr total de patru.

Mecanismul de rotație al ferăstraielelor orizontale poate să schimbe nivelul de tăiere pînă la 445 mm, iar ferăstraiele verticale se pot roti în plan orizontal cu 90°. Datorită acestei schimbări de plan tăietor, ferăstraiele execută o dată tăierea în plan transversal, iar în alt caz în plan longitudinal față de frontul de lucru.

Înainte de a începe extragerea blocurilor de rocă, pe berma treptei se montează două șine fără traverse, la ecartamentul de 4240 mm, corespunzător lungimii cadrului mașinii. La capetele frontului de lucru se execută anticipat cîte o tranșee transversală de intrare și de ieșire, necesare introducerii și scoaterii ferăstraielelor circulare (fig. XX.169). Din tranșeea transversală de intrare, mașina SM-89 A taie o tranșee pe toată lungimea blocului sau carierei. La realizarea acestei tranșee ferăstraiele verticale sînt montate și fixate astfel ca planul de tăiere să fie paralel cu lungimea treptei, iar ferăstraiele orizontale sînt ridicate deasupra rocii, unde se fixează. În această poziție, mașina execută tăierea longitudinală, deplasîndu-se de-a lungul treptei pînă ce lățimea tranșeei atinge 1,1 m. După săparea tranșeei, o șină a mașinii este montată pe vatra tranșeei și așezată la distanța de 1050 mm de ultima tăietură longitudinală, iar cealaltă rămîne pe berma treptei.

Extragerea blocurilor sau calupurilor de rocă începe cu tăierea verticală, transversal pe front, a unor fișii egale cu două lungimi de bloc sau calup. La realizarea acestei tăieturi, ferăstraiele orizontale sînt menținute ridicate în poziție extremă, iar cele verticale sînt perpendiculare pe frontul treptei. Distanța între tăieturile verticale transversale este egală cu lungimea unui calup. După terminarea tăieturilor verticale

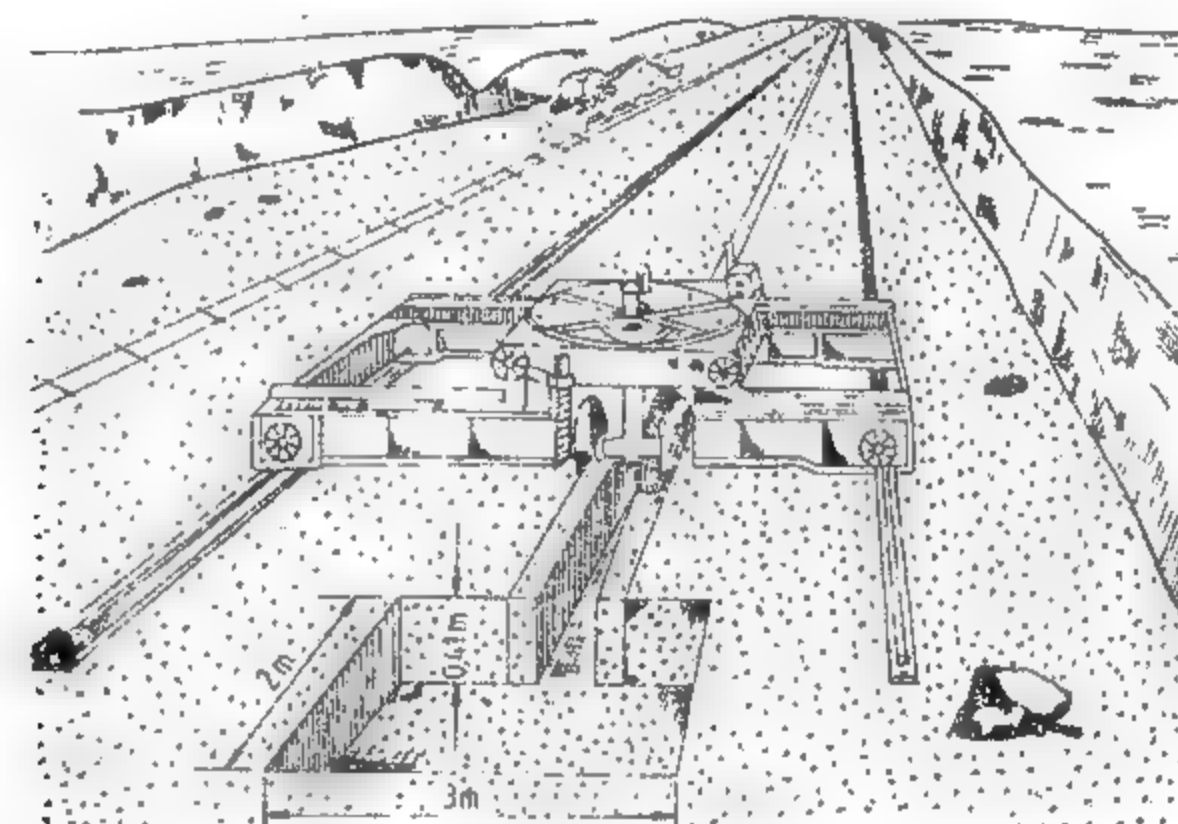


Fig. XX.169. Săparea tranșeei de pregătire.

transversale, mașina se aduce în tranșeea transversală de intrare, se coboară ferăstraiele orizontale la vatră, iar cele verticale își schimbă planul de tăiere cu 90°. În această poziție a ferăstraielelor se execută simultan tăierea orizontală și desprinderea calupurilor din masiv. După două curse de tăiere cu mașina, calea ferată se mută în poziție nouă de lucru și ciclul de lucru reîncepe. Schema de lucru este redată în fig. XX.170. Mașina de tăiat roci SM-89 A este deservită de un mecanic și un ajutor mecanic și poate realiza producții de 60–70 m³/schimb.

Mașina SM-518 poate tăia blocuri din calcar cu rezistența de rupere la compresiune de 400 daN/cm². Construcția acestei mașini este similară cu cea a mașinii SM-89 A. Organele de tăiere ale acestei mașini sînt discurile de oțel, armate la peri-

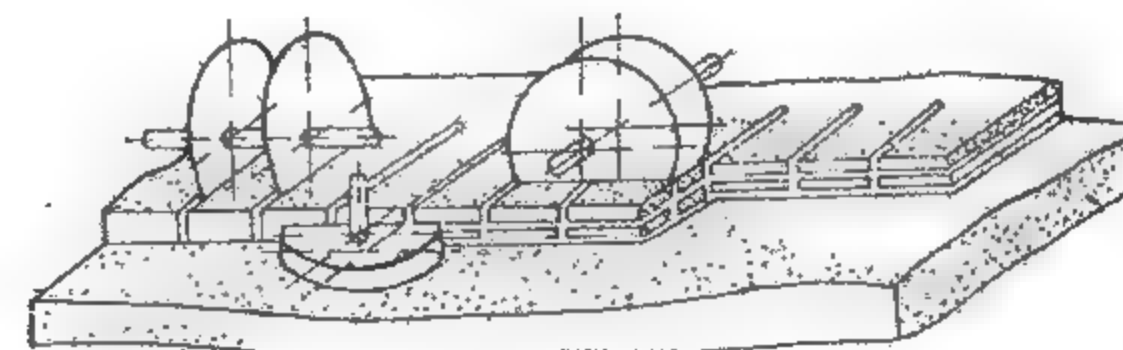


Fig. XX.170. Schema de tăiere a calupurilor de rocă cu mașini cu ferăstraie circulare.

ferie cu cuțite din carburi metalice. Mașina este echipată cu șase discuri având următoarele destinații:

- două discuri montate vertical pentru realizarea tăieturilor transversale;
- două discuri montate vertical pentru tăieturi longitudinale;
- două discuri pentru tăiere în plan orizontal.

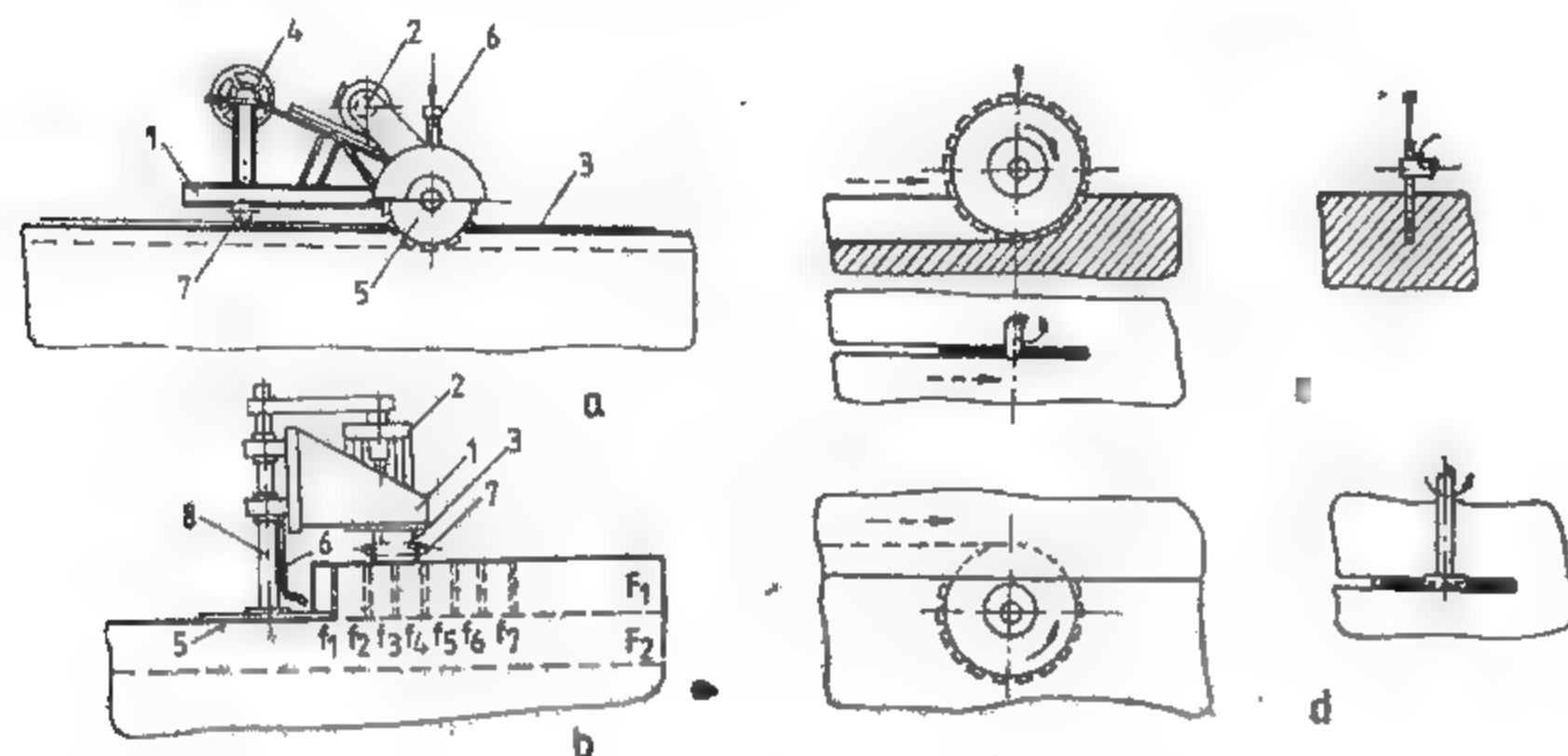


Fig. XX.171. Mașini mobile echipate cu disc diamantat:

a — mașină pentru realizarea tăieturilor verticale; b — mașină pentru realizarea tăieturilor orizontale; c — tăierea cu disc diamantat în plan vertical; d — tăierea cu disc diamantat în plan orizontal; F_1, F_2 — felii; f_1, f_2 — fișii; 1 — cadru; 2 — electromotor; 3 — cale de rulare; 4 — volan pentru a vâna; 5 — disc diamantat; 6 — conductă pentru apă; 7 — roți; 8 — mandrină.

Cuțitele pot fi reascutite pînă la consumare totală, motiv pentru care ele sînt montate în niște portcuțite, la periferia discurilor.

Mașina SM-518, lucrînd în calcare moi, poate atinge productivitatea de 30 000 000 cărămizi etalon pe an. Mașina are o putere instalată de 66,7 kW și o masă de 14 t.

În fig. XX.171 sînt prezentate două mașini mobile echipate cu discuri diamantate pentru obținerea de calupuri și blocuri în carierele de roci ornamentale.

— **Mașini cu freze inelare.** Mașinile cu freze inelare se folosesc de obicei în carierele în care se extrag blocuri mari, din care apoi se confecționează plăci de finisaj în domeniul construcțiilor. Secțiunea blocurilor extrase este de 1000×1000 mm, iar lungimea de 1500–2000 mm.

Mașina SM-177 A constă în principal din două cărucioare, unul inferior și altul superior. Căruciorul inferior se deplasează pe două șine, dintre care una este așezată pe vatră, iar cealaltă pe berma treptei. Căruciorul superior este montat pe cel inferior și se mișcă perpendicular pe direcția de deplasare a acestuia. Organul de lucru al mașinii constă din 2 sau 4 freze inelare, dintre care una este montată orizontal și una sau trei vertical. Una dintre cele trei freze verticale servește pentru tăiere longitudinală, iar celelalte două pentru tăiere transversală.

După montarea mașinii, curățirea bermei superioare a treptei și executarea lucrărilor de pregătire se începe extragerea propriu-zisă a blocurilor.

Lucrările de pregătire constau din săparea unei tranșee de 1,72 m lățime și 1,1 m adîncime pe toată lungimea carierei și a două tranșee la capetele frontului de lucru: una de intrare și alta de ieșire (fig. XX.172).

Extragerea blocurilor se face în două faze: în prima fază se execută tăieturile verticale transversale, iar în cea de a doua fază se execută simultan tăierea orizontală și verticală longitudinală care duce la desprinderea blocurilor din masiv. Blocurile tăiate se îndepărtează de la front manual sau cu ajutorul macaralelor, iar detritusul și deșeurile rezultate la tăiere cu buldozere sau cu autolncărcătoare.

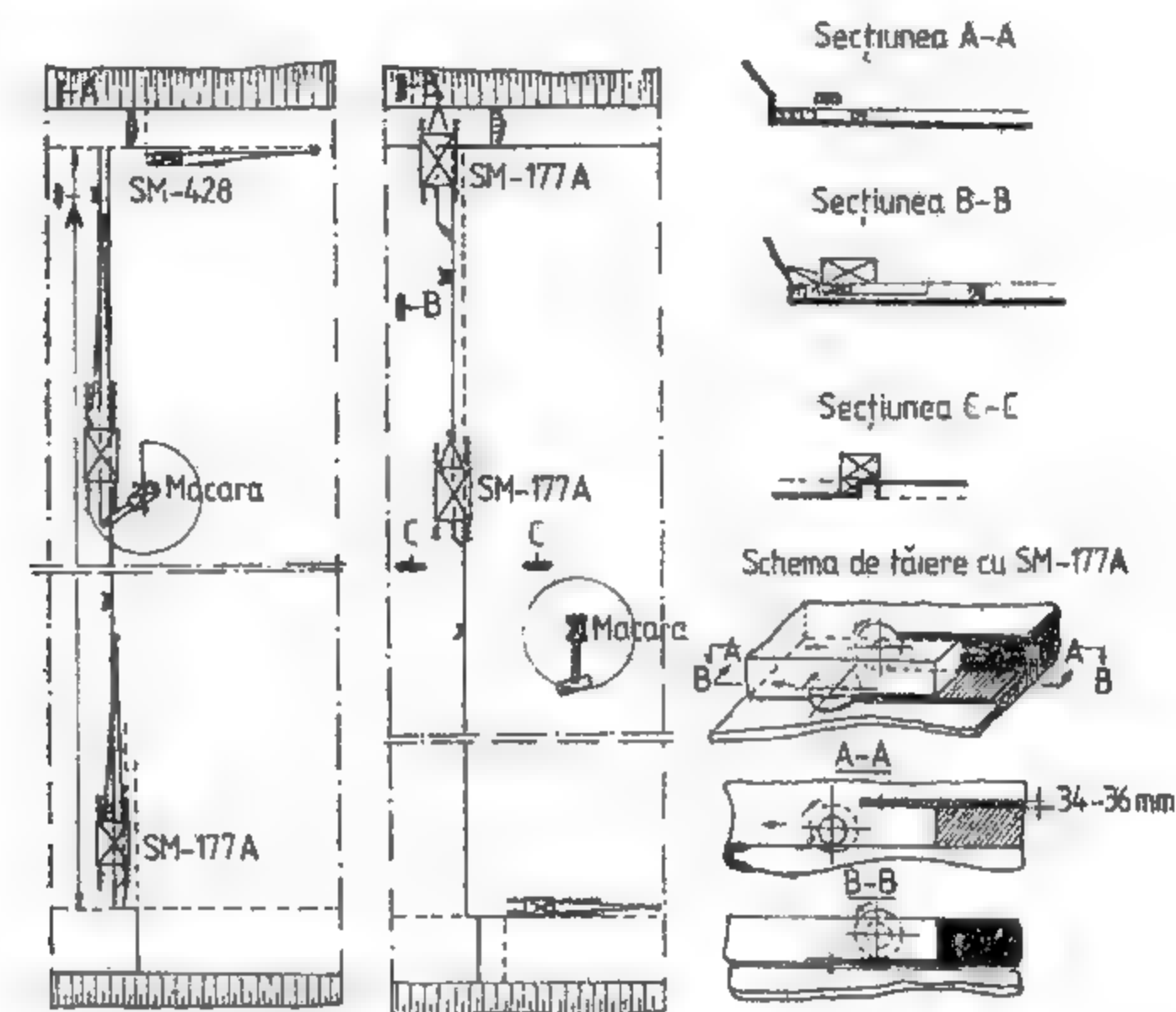


Fig. XX.172. Metoda de exploatare în felii orizontale cu folosirea mașinii cu freze inelare de tipul SM-177 A.

Productivitatea mașinii în roci avînd rezistența de rupere la compresiune între 600 și 1800 daN/cm² este de 0,40–0,70 m³/h și de 2,2–4,0 m³/h în cazul rocilor cu rezistența sub 600 daN/cm².

Mașina SM-580 execută tăierea transversală simultan cu trei freze inelare cu diametrul de 1380 mm. În plan orizontal lucrează două freze. Tăierea orizontală și desprinderea din masiv se execută simultan, iar mașina se mișcă continuu de-a lungul frontului de lucru. Mașina este montată pe două cărucioare, dintre care cel inferior se deplasează pe o linie ferată cu ecartamentul de 4200 mm, iar cel superior, așezat pe platforma celui inferior, se mișcă perpendicular pe linia ferată principală. Frezele și motoarele mașinii sînt instalate pe căruciorul superior. La tăierea transversală căruciorul superior se mișcă, iar cel de jos stă fix. La tăierea orizontală și desprinderea pietrei din masiv, căruciorul superior este fix, iar cel de jos se mișcă.

Productivitatea mașinii atinge 80 m³/schimb. Utilizarea mașinii SM-580 împreună cu autolncărcătoarele și macaralele permite mecanizarea completă a extracției blocurilor și monoliților de mari dimensiuni.

— **Mașini cu lanțuri tăietoare.** Mașinile cu lanțuri tăietoare sînt folosite pentru extragerea blocurilor de dimensiuni mari de roci utile, cu rezistența de rupere la compresiune de pînă la 400–500 daN/cm².

Tăierea cu mașini cu lanțuri tăietoare — haveze — prezintă următoarele avantaje: permite obținerea de monoliți și blocuri mari cu forme regulate; permite creșterea productivității muncii și reducerea simțitoare a cheltuielilor de extragere; necesită un număr redus de muncitori și asigură folosirea rațională a forței de muncă.

Folosirea mașinilor cu lanțuri tăietoare — havezelor — prezintă dezavantajul ruperii frecvente a lanțului tăietor, din cauza multiplelor îmbinări.

Mașina KMAZ-188 are un singur braț cu lanț tăietor și este destinată pentru extragerea blocurilor de calcar cu rezistența de rupere la compresiune de pînă la 100 daN/cm². Mașina lucrează atît la cursa dus cît și la cea întors (în suveică) și poate tăia blocuri de dimensiuni variabile. Lucrînd la extragerea rocilor cu rezistența de pînă la 15 daN/cm², mașina KMAZ-188 poate realiza o productivitate de 12–15 m³/schimb.

Mașinile cu lanțuri tăietoare au o mare răspîndire în industria extragerii rocilor utile din străinătate. Firmele *Fernand Périer* — Franța și *Korfmann* — R.F.G. fabrică mai multe tipuri de haveze destinate pentru extragerea blocurilor de calcar sedimentar, marmură și travertin.

Havezele au posibilitatea realizării succesive a unor tăieturi orizontale și verticale (fig. XX.173).

Haveza de tipul RH-70 VK realizează o adîncime maximă de tăiere de 3 m în două etape. În prima etapă se taie pe o adîncime de 1,5 m, după care se schimbă brațul port-lanț și se trece la etapa a doua de tăiere, în care se realizează tăietura pe adîncimea finală de 3 m; lățimea tăieturii este de 35 mm, iar calitatea acesteia este perfectă.

Productivitatea de tăiere a marmurei cu haveză RH-70 KV este de aproximativ 30 m³/schimb, iar costul unui m³ extras este inferior celui obținut cu mașinile cu freze înelare.

— **Instalații cu cablu tăietor.** Instalațiile cu cablu tăietor se pot aplica la orice fel de roci, cu condiția ca zăcămintul să fie omogen și să nu aibă fisuri și intercalații de steril. De obicei aceste instalații sînt utilizate pentru tăierea monoliților de roci utile de dimensiuni foarte mari, care nu pot fi tăiați și extrași cu alte mașini.

La tăierea rocilor cu cablu de oțel și granule de cuarț (filouri), instalația constă în principal dintr-un cablu de oțel fără sfîrșit (fig. XX.174), pus în mișcare de un motor de 6–8 kW.

De la roata de acționare cablul este condus pe role pînă la frontul de lucru unde, trecînd peste anumite porțiuni de zăcămint, prin antrenarea granulelor de cuarț, produce tăieturi dirijate în rocă. Cablul joacă rolul lamei ferăstrăului, iar nisipul de cuarț reprezintă dinții acestuia.

Cablul cu trei lițe are lungimea de 500–1000 m și diametrul cuprins între 4–6 mm, iar firele sînt din oțel, avînd o rezistență de rupere la întindere de 130–140 daN/mm². În construcția cablului, lițelor li se dă o răsucire cît mai mare pentru a putea antrena o cantitate cît mai mare de nisip. Viteza de deplasare a cablului în timpul operației de tăiere este de 8–10 m/s. Cablul fiind fără fine, legătura prin împletire se face fără a produce îngroșări locale, pe lungime de 2–3 m. Cablul este ținut întins prin intermediul unui dispozitiv special, de obicei un cărucior lestat pe un plan înclinat, tensiunea permanentă fiind de 4–5 daN/mm².

La exploatarea mari se acționează prin aceeași tobă 4–6 cabluri simultan, necesitînd cîte 5–10 kW de fiecare cablu. Stîlpii de conducere au lungimea de 4–6 m și sînt dispuși la 30–40 m interval, fie încastrați, fie pe platforme grele.

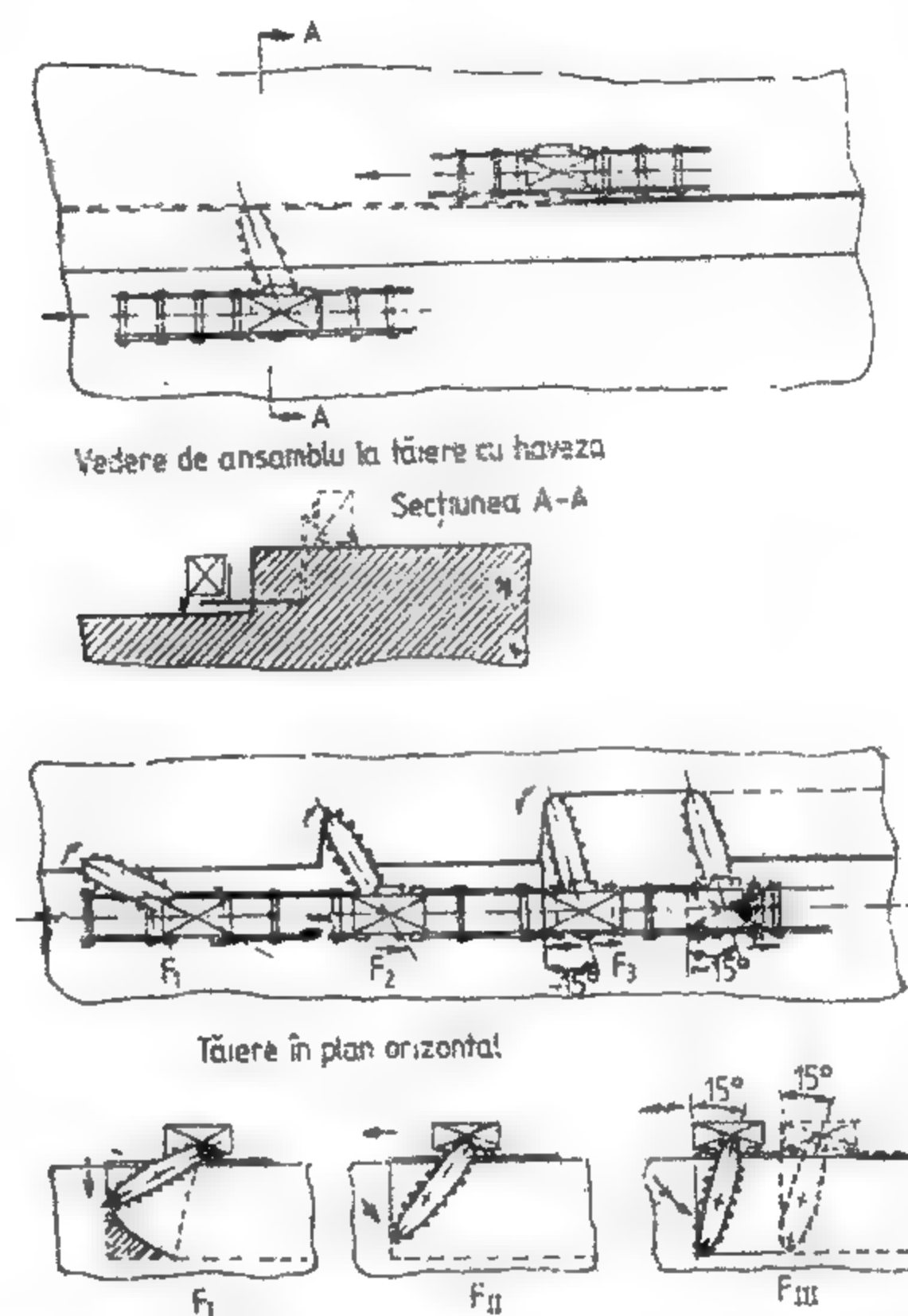


Fig. XX.173. Tăierea rocilor cu mașini cu lanțuri tăietoare.

Găurile pentru introducerea aparatului de tăiere au diametrul de 0,4–1,0 m și adîncimi de 3–10 m (excepțional 25 m), distanțate la 10–50 m, după natura și tăria rocilor respective.

Alimentarea cu nisip de-a lungul tăieturii se face cu ajutorul unor cutii de lemn cu secțiunea transversală triunghiulară, în care curge permanent apă. Pentru o tăietură de aproximativ 35 m lungime sînt necesare minimum două cutii, dintre care una va fi așezată imediat la intrarea cablului în tăietură.

Nisipul utilizat trebuie să fie cuarțos cu diametrul granulelor de 0,2–1,0 mm. Consumul de nisip este de 40–60 kg/m² suprafață tăiată.

Spre a preîntîmpina o înțepenire a cablului, acesta se dispune la zăcămint cu înclinare mare — pe direcție. Aproape de terminarea tăieturii, nu se mai toarnă nisip, ci numai apă, spre a împiedica eventualele înțepeniri ale cablului.

În carierele care exploatează roci rezistente sînt utilizate mai mult mașinile SM-177 A și SM-580 cu freze inelare. Aceste mașini sînt folosite cu succes și la exploatarea calcarelor groase, monolite, în trepte înalte.

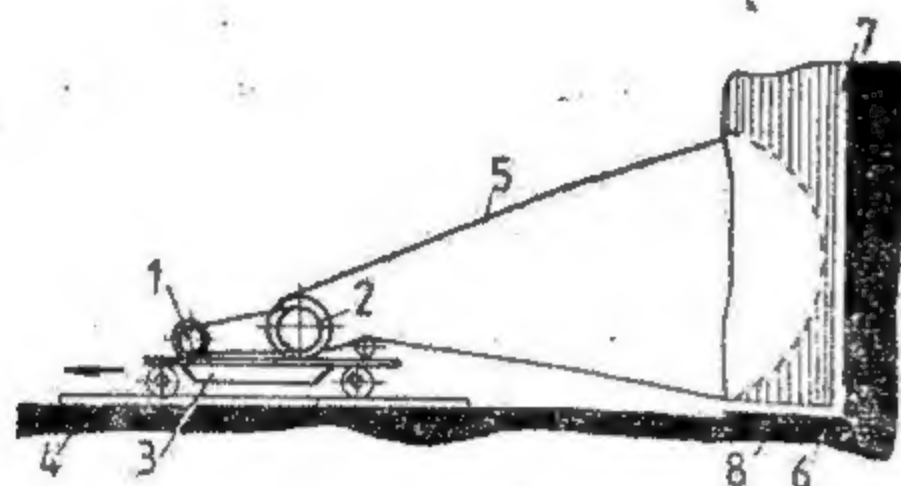


Fig. XX.176. Montarea filoului diamantat în frontul de lucru:

1 — electromotor; 2 — volanță motoare; 3 — cărucior;
4 — cale de rulare; 5 — cablu diamantat; 6 — gaură
de mină orizontală; 7 — gaură de mină verticală, coplanară
cu gaura orizontală; 8 — masiv de rocă.

Calcarele omogene fără incluziuni, care au rezistența de rupere la compresiune în jur de 150 daN/cm^2 , pot fi tăiate atât cu mașini cu fierăstraie circulare, cât și cu mașini cu lanțuri tăietoare. Stratele groase de calcar se exploatează cu mașini adaptabile la trepte înalte.

Numărul mașinilor necesare se stabilește în funcție de capacitatea de producție a carierei, de proprietățile rocilor și de productivitatea tipului de mașină preconizată să se utilizeze. Este bine ca într-o carieră să se folosească mașini de același tip, dîndu-se preferință agregatelor celor mai productive, care prezintă siguranță în lucru. În carierele mari sînt răspîndite mașinile puternice cu productivitate ridicată, iar în carierele mici, unde se extrag roci cu rezistența sub 50 daN/cm^2 , se folosesc mașini ușoare.

La alegerea unui agregat sau mașină de tăiat rocă se ține seama și de cantitatea de deșeuri reprezentate prin praf și măruntă rezultate în urma tăierii.

Deșeurile totale rezultate la tăierea rocilor utile sînt constituite din așchii, măruntă și praf și pot ajunge la $0,25-0,70$ din volumul total al masivului extras. Deci, coeficientul de transformare a materialului extras în producție finită este de $0,30-0,75$.

Încărcarea blocurilor de roci extrase în carierele de roci utile se poate face cu instalații de tip pod, scripeți și cabluri, cu automacarale, cu autoîncărcătoare, cu macarale Derrick etc.

Scoaterea blocurilor și monoliților din carieră la suprafață se realizează pe tranșee capitale, cu ajutorul transportului pe cale ferată sau auto. În multe cazuri scoaterea blocurilor din carieră la suprafață se realizează cu ajutorul instalațiilor cu cabluri de ridicat și transportat sau cu ajutorul macaralelor Derrick montate în serie.

Folosirea macaralelor pentru scoaterea blocurilor la suprafață înlătură transportul din interiorul carierei, dar prezintă următoarele neajunsuri: raza limită de acțiune ($30-40 \text{ m}$); productivitatea redusă la scoaterea deșeurilor și puterea redusă de ridicare ($15-20 \text{ t}$).

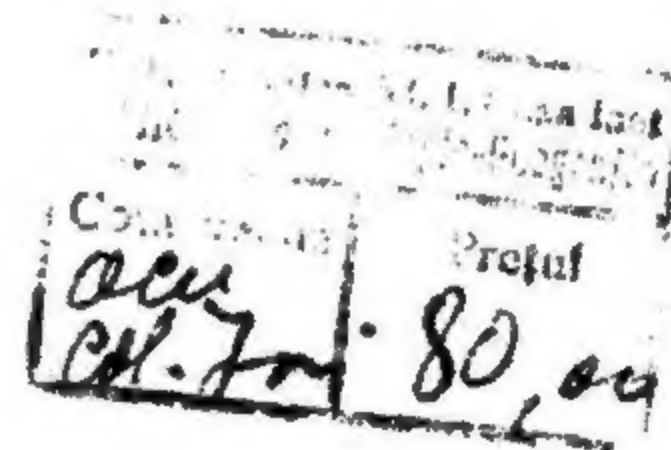
Transportul auto sau cu locomotive se aplică atunci cînd platforma de recepție se află mai jos decît nivelele de exploatare din carieră. În acest caz producția de pe bermele treptelor este încărcată în mijloacele de transport și dirijată la suprafață. Sistemul prezintă avantajul că pot fi transportați monoliți și blocuri de orice dimensiuni.

În carierele în care roca este extrasă sub formă de calupuri, încărcarea acestora în utilajul de transportat se face, de cele mai multe ori, manual.

În lume există preocupări serioase pentru punerea la punct a unor mașini care să permită mecanizarea adunării calupurilor extrase din fronturile de lucru, depunerea acestora în pachete și încărcarea pachetelor în mijloace de transport.

Transportul la distanță a rocilor utile extrase sub formă de monoliți blocuri și calupuri se face în containere sau în pachete de $0,5-0,6 \text{ t}$, folosindu-se transportul pe cale ferată sau auto.

Organizarea muncii la extragerea mecanizată a rocilor se face după grafice ciclice în care principalele procese de lucru se execută succesiv, simultan sau combinat.



III 12109-12112

AU APĂRUT:

BRANA V. ș.a. ?

MURGU M.

CLICHICI O.,

STOICI S.

GIUȘCĂ D.

SCHWEIGHOFFER R.,

FODOR D.

GEORGESCU M.

Substanțe minerale nemetalifere

**Evaluarea geologică și industrială
a zăcămintelor minerale**

**Cercetarea geologică a substanțelor minerale
solide**

Structura atomică a mineralelor

**Tehnologii pentru valorificarea
complexă a rocilor ornamentale**

**Optimizarea metodelor de exploatare
în subteran a zăcămintelor metalifere**

VOR APĂREA :

PETRESCU I. ș.a.

BOTEZATU R.

TĂTĂRÎM NIȚA

ENESCU D.,
ALMĂȘAN B.

GURAN M.ș.a.

PĂSCULESCU M.ș.a.

TODORESCU A.

MUREȘAN P.

HUIDU E., JESCU I.

Geologia zăcămintelor de cărbuni, vol. I și II
Bazele interpretării geologice a informațiilor
geofizice

Geologie stratigrafică și paleogeografie, vol. II
—Precambrian și Paleozoic

Seismologia în lucrările cu explozivi în in-
dustrie

Mineralurgie, vol. II

Electrificarea exploatărilor miniere

Reologia rocilor cu aplicații în minerit

Exploatarea, întreținerea și repararea combi-
nelor miniere de înaintare

Cartea minerului din exploatări la zi